

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA, MINERA Y
METALÚRGICA**



**“EL TIOSULFATO DE AMONIO COMO ALTERNATIVA AL
CIANURO DE SODIO EN LA RECUPERACIÓN DEL ORO”**

INFORME DE SUFICIENCIA

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALURGISTA**

PRESENTADO POR:

ILICH RUBÉN LAGUNA YANAVILCA

**Lima-Perú
2009**

Dedicado:

A mis padres Rubén y María, y a todos mis familiares, por su apoyo incondicional y de quienes he recibido las mejores enseñanzas de la vida.

A mis profesores de la UNI, por su valiosa contribución profesional.

RESUMEN

La utilización del Tiosulfato de Amonio $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$ como agente lixivante ha sido estudiada ampliamente y aceptada como un potencial lixivante alternativo a la cianuración convencional para la recuperación de oro, debido principalmente a la preocupación medioambiental y las dificultades prácticas no resueltas por el uso del cianuro para extraer oro de minerales carbonaceos, minerales refractarios, etc. La utilización actual del cianuro para lixiviar oro del mineral es algunos casos complejo y problemático para el tema medioambiental, agentes lixiviantes alternativos como el Tiosulfato de Amonio la cual no es toxico, propone un nuevo tema de investigación desarrollo y utilización alternativo a la cianuración.

Este trabajo presenta la investigación actual del desarrollo del Tiosulfato de Amonio como agente lixivante, revisa el proceso de la lixiviación con tiosulfato de amonio, revisa la teoría de la química de la lixiviación utilizando Tiosulfato de amonio, sus factores principales que influyen en la disolución, la estabilidad química del tiosulfato.

Así mismo se muestra en pruebas metalúrgicas realizadas en laboratorio la utilización del Tiosulfato de Amonio para la recuperación de Au, proponiendo pasos a seguir y dosificaciones mas adecuadas para proseguir con la investigación y desarrollo de la utilización del tiosulfato, el trabajo presenta avances concretos en la posibilidad de la recuperación de Au de minerales contaminados con carbón (minerales carbonaceos) con lo cual seria imposible realizarlo con la conjuración convencional.

ÍNDICE

Introducción	1
1. Capítulo I	
Análisis comparativo de los diferentes agentes lixiviantes	3
1.1. Uso del cianuro como lixivante principal para Au y Ag	3
1.2. Ventajas del uso de lixiviantes alternativos y su aplicación	4
1.3 Criterios para la elección de un lixivante	5
1.4 Cinética de los lixiviantes alternativos	8
2.- Capítulo II	
El Tiosulfato de Amonio	11
2.1 Antecedentes	11
2.2 Química de Lixiviación con Tiosulfato	14
2.2.1 Efecto de la Concentración del Tiosulfato	18
2.2.2 Efecto del pH	19
2.2.3. Efecto del $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$	20
2.2.4 Efectos de la temperatura, energía de activación de la disolución de oro	22
2.2.5 Efecto del sulfito	26
2.3 Estabilidad de la solución de tiosulfato	28
2.3.1 Estabilidad de las especies	28
2.3.2. El potencial de solución	36

3. Capitulo III

Recuperación de metales preciosos desde soluciones de tiosulfato	38
3.1 Recuperación vía cementación	38
3.2 Recuperación vía adsorción con carbón activado	41
3.3 Recuperación vía intercambio iónico con resinas	42
3.4 Recuperación vía reducción	44
3.5 Otras opciones de recuperación	45

4. Capitulo IV

Pruebas en laboratorio de lixiviación agitación en botellas y columnas	48
4.1 .Pruebas metalúrgicas con mineral contaminado con carbón	48
4.1.1 Caracterización mineralógica del mineral en estudio	48
4.1.2 Pruebas iniciales de lixiviación de agitación en botellas	49
4.1.3 Conclusiones a las pruebas de lixiviación en botellas	51
4.2. Pruebas Metalúrgicas realizadas con mineral fino contaminado con carbón	52
4.2.1. Composición mineralogica del mineral en estudio	52
4.2.2 Pruebas de lixiviación en botellas con NaCN	53
4.2.3. Lixiviación con Tiosulfato de Amonio	58
4.2.3.1 Pruebas de lixiviación en botellas con tiosulfato	59
4.2.3.2 Pruebas de lixiviación en columnas con Tiosulfato	63
4.3 Equipos y diagramas para la planta de recuperación de Au con Tiosulfato de Amonio	65
4.4 .Costo de materiales e insumos químicos	68

5.- Conclusiones	70
6.- Bibliografía	75
7.- Anexos	78
Anexo 1. Procedimientos para las pruebas de cianuración en columnas con tiosulfato de amonio	79
Anexo 2. Procedimiento para determinar el Tiosulfato de Amonio- Método Volumétrico	83
Anexo 3. Reporte de Pruebas de lixiviación de agitación en botellas	85
Anexo 4. Data de la prueba de lixiviación en columna con Tiosulfato de Amonio	90
Anexo 5. Diagrama de flujo para el procesamiento del mineral con Tiosulfato de Amonio	91

INTRODUCCIÓN

Planteamiento del problema

La lixiviación con el cianuro de sodio para minerales con Oro (Au), ha sido utilizada en casi todas las operaciones auríferas del mundo, debido principalmente a sus altas recuperaciones de lixiviación y por su química de lixiviación relativamente fácil de controlar, pero en cuanto que es tóxico cada vez enfrenta más preocupaciones medioambientales, lo cual ha dado a la creciente investigación y desarrollo de productos alternativos para el cianuro de sodio, así mismo, nuevas menas encontradas últimamente por exploradores para su posterior explotación ha resultado que la utilización del cianuro de sodio ha sido inútil para la recuperación del metal preciado que es el oro y plata.

Solución del problema planteado

En consecuencia una alternativa frente a la imposibilidad de utilización del cianuro de sodio, ya sea por el tema medioambiental o la nulidad de la utilización del cianuro para la recuperación del oro, (minerales refractarios, contaminados con carbón, etc.) se ha propuesto el Tiosulfato de Amonio, ya que es un reactivo no tóxico, que en algunos casos se obtiene mejores resultados de recuperación como son menas auríferas carbonaceas, refractarias y de menas oro-cobre.

En consecuencia es importante conocer e investigar con mayor amplitud la aplicación del tiosulfato de amonio, así como las opciones de recuperación del oro a partir de las soluciones lixiviadas, los adecuados reactivos acompañantes al tiosulfato y la realización de pruebas metalúrgicas para crear las condiciones en una aplicación de una escala industrial.

CAPITULO I

ANÁLISIS COMPARATIVO DE LOS DIFERENTES AGENTES LIXIVIANTES

1.1. Uso del cianuro de sodio como agente lixivante principal para Au y Ag.

La lixiviación con cianuro ha sido el método mas común para a extracción del oro desde 1890, siguiendo la patente de un proceso viable realizado por los hermanos Mc. Arthur y Forest. El proceso se ha mantenido relativamente sin cambios desde su introducción. Algunas de las principales ventajas de la cianuración son:

- Altas recuperaciones de oro son alcanzadas, con algunas excepciones, especialmente cuando se tratan minerales carbonaceos sulfuros y otros.
- El proceso es bastante controlable y con muy pocos problemas operacionales; y
- Costos de extracción de oro bajos comparados con los costos estimados usando lixiviantes alternativos.

1.2. Ventajas del uso de lixiviantes alternativos y su aplicación

En los recientes años el tratamiento de minerales refractarios cada vez más complejos y la preocupación creciente de los asuntos medio ambientales han provocado esfuerzos considerables en la búsqueda de lixiviantes alternativos. Hay varios reactivos que forman complejos estables con el oro incluyendo la tiourea ($\text{CS}(\text{NH}_2)_2$), tiosulfato ($\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$), tiocianato (SCN^-) haluros (I^- , Cl^- , Br^-), metil-cianuro (CH_3CN) y polisulfuros. Aunque esfuerzos significantes se han realizado para desarrollar un procesamiento hidrometalúrgico viable no cianurado, el número de casos en los que se utilizo alguno de estos reactivos alternativos es pequeño. Sin embargo, hay casos en los cuales estos son otros lixiviantes podrían ofrecer una ventaja específica, como:

- Donde el mineral es refractario o semi-refractario al cianuro y otros lixiviantes rindan una mejor recuperación por ejemplo el tiosulfato para tratar minerales pre-robbing.
- Donde el mineral contenga cianicidas (tales como el cobre) en tal magnitud que los consumos de cianuro sean excesivos.
- Si el mineral o concentrado es particularmente ácido, un reactivo que lixivie oro y plata a bajo pH puede ser atractivo.
- Donde la ubicación de la operación es ambientalmente sensible y hay objeciones para el uso del cianuro y, cuando el reactivo alternativo resulta en ahorros en inversiones debido a una planta más pequeña requerida como resultado de tiempos de lixiviación más rápidos.

- Cuando el reactivo alternativo resulta en ahorros en inversiones debido a una planta más pequeña requerida como resultado de tiempos de lixiviación más rápidos.

1.3 Criterios para la elección de un lixivante:

Gos y Rubo (2000) enumeran una serie de criterios que deberían ser considerados al momento de seleccionar el más apropiado lixivante de oro para una situación particular.

- **Financieros.-** Nivel de Inversiones, economía de extracción, disponibilidad, como asociados con la descontaminación y el reciclaje.
- **Aplicación de proceso.-** Limitaciones tales como tipo de mineral, selectividad, control, recuperación de oro, reciclaje, descontaminación, aplicaciones a gran escala ; y
- **Toxicidad.** Emisiones potenciales, manejo de restricciones, toxicología media ambiental.

El lixivante ideal debe ser económico aplicable a la mayoría de tipos de mineral, seguro de transportar, manejable y fácil de contaminar o reciclar.

Hubo recientes revisiones de la química de los sistemas lixiviantes alternativos (Nicol *et al* (1987), Hiskey y Atluri (1988), Sparrow y Woodcock (1995)). Adicionalmente a las obvias características deseables tales como

bajos precios y aceptación ambiental, hay otras importantes propiedades técnicas que cualquier lixiviante potencial debe poseer con el fin de ser considerado una alternativa al cianuro.

Constantes de estabilidad para la formación de complejos de oro.

Para el simple caso del oro (I) el cual forma complejos con un ligante L teniendo una carga n del tipo AuL_2^{1+2n} , la constante de estabilidad β_2 , para un complejo de este tipo esta dado por:

$$\beta_2 = [AuL_2^{1+2n}] / [Au^+][L^n]^2 \quad (1)$$

A más grande valor de β_2 más grande la fuerza de conducción para la lixiviación de oro, y más estable será el complejo de oro en la solución. La tabla N° 1.1 muestra valores de β_2 y el rango de pH generalmente aceptados sobre el cual ellos son efectivos como lixiviantes para el oro.

Tabla N° 1.1 Constantes de estabilidad y rangos de pH efectivo para antiguos lixiviantes de oro (Smtih y Martell, 1989)

Lixiviantes	$\text{Log}_{10}\beta_2$	Rango pH
CN^-	38.3	>10
HS^-	29.9	>10
$\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$	28.7	8 – 10
NH_3	26.5	>9
$\text{CS}(\text{NH}_2)_2$	23.3	<3
I^-	18.6	<4
SCN^-	17.1	<3
SO_3^{2-}	15.4	>4
Br^-	12.0	<4
Cl^-	9.1	<4

Se puede ver que el complejo cianuro de oro (I) es de lejos el más estable de los posibles complejos de oro, con el tiosulfato, bisulfuro, y tíourea ofreciendo las siguientes mejores alternativas.

Potencial de reducción para la estabilidad de los complejos de oro oxidantes comunes y ligantes.

La lixiviación de oro, no importando el cual lixivante sea empleado es un proceso electroquímico típico, requiriendo la oxidación de oro. Como resultado del amplio rango de las constantes de estabilidad de los complejos de oro, los correspondientes potenciales de reducción estándar varían para casi todos los complejos de oro (I). La figura N° 1.1 muestra potenciales de reducción contra los valores de los potenciales para la reducción de las formas oxidadas del correspondiente ligantes (L), (Ritchie, *et. al*/2001)

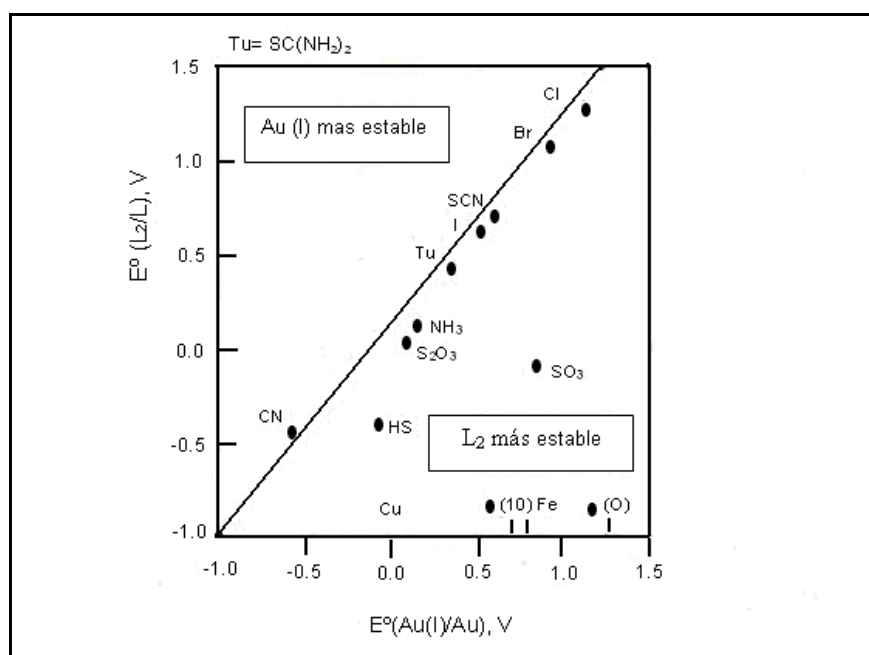


Figura N° 1.1. Potenciales de reducción estándar para varias Au (I)/Au y los valores para L_2/L donde L es el ligante correspondiente. También se muestra los potenciales estándar para Cu (II) /Cu (I) en solución NH_3 , (Cu, Fe (III))/Fe (II) en solución ácida, (Fe) y O_2/H_2O a valores de pH de 0 (O (0) y 10 (O (10))). (Ritchie *et al*, 2001)

Para ligantes (tales como HS^- y $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ los cuales aparecen debajo de la línea diagonal, la forma oxidada del ligante es termodinámicamente mas estable que el correspondiente complejo Au(I) mientras lo contrario es verdadero para ligantes (tales como el CN^- y el SCN^-) los cuales aparecen encima de la línea.

La figura también muestra que la oxidación de todos los lixiviantes, L a L_2 , por oxígeno disuelto es posible, con al excepción del cloruro y esta es la reacción termodinámicamente preferida (para la extracción del oro) para todos los reactivos cuyos puntos caen debajo de la línea diagonal. En ausencia de catalizadores y/o acoples redox, estos procesos son lentos con excepción del sulfito, sin embargo la presencia del acople Fe (III)/Fe (II) en soluciones acidas y el acople Cu(II)/Cu(I) en soluciones alcalinas puede resultar en oxidaciones relativamente rápidas de los lixiviantes.

1.4 Cinética de los lixiviantes alternativos.

Para que un proceso alternativo sea viable este debe realizarse a una velocidad considerablemente aceptable, preferentemente con el uso de un oxidante barato tal como el oxígeno. En la cianuración la velocidad de reacción esta gobernada o bien por la velocidad de oxidación en la difusión a la superficie del oro (usualmente) o por la velocidad de difusión del cianuro (menos común).

Ritchie y otros (2001) calcularon (con algunas asunciones) velocidades de reducción de oxígeno en los potenciales de equilibrio de la reacción Au/Au(I) para los diferentes lixiviantes. Estas son dadas en la tabla N° 1.2.

Tabla N° 1.2. Velocidades de reducción calculadas de oxígeno a 1 Atm y 25 °C

Lixiviantes	E ⁰ , Au(I)/Au V	pH	Velocidad de Adsorción de O ₂ (*) mol cm ⁻² s ⁻¹
CN ⁻	-0.57	10	9.9X10 ⁻⁶
HS ⁻	-0.09	10	9.1X10 ⁻¹⁰
S ₂ O ₃ ²⁻	0.17	10	6.2X10 ⁻¹²
NH ₃	0.11	10	2.0X10 ⁻¹¹
CS(NH ₂) ₂	0.35	4	1.7X10 ⁻¹⁰
I ⁻	0.58	4	2.1X10 ⁻¹²
SCN ⁻	0.67	4	3.8X10 ⁻¹³
SO ₃ ²⁻	0.77	10	6.2X10 ⁻¹⁷
Br ⁻	0.97	4	1.2X10 ⁻¹⁵
Cl ⁻	1.15	4	3.8X10 ⁻¹⁷

(*) Calculado de la relación corriente/potencial $i=2.95 \times 10^{-7} \exp(-n/0.052) \text{ mA cm}^{-2}$ donde el $n (=E-E_e)$ es el sobrepotencial para la reducción de oxígeno. E es el E₀ para la correspondiente acople Au(I)/Au y E_e es el potencial de equilibrio del acople O₂/H₂O al pH mostrado. (Ritchie 2001)

Solo para el cianuro, la velocidad de reducción de oxígeno calculada excede la velocidad de transporte de masa controlada. En el caso del Ión bisulfuro, la velocidad es aproximadamente un orden de magnitud mas baja que la velocidad máxima de reducción del oxígeno durante la lixiviación de oro es al menos dos ordenes de magnitud mas bajas que la velocidad de transporte de masa controlada. De estas figuras se puede ver por que el oxígeno disuelto es efectivo particularmente para el cianuro pero no para otros lixiviantes potenciales. Así, los oxidantes alternativos tales con hierro (III) en sistemas ácidos (tíourea y tiocianato) y complejos de metal tales como las aminas de cobre y cobalto en alcalinos son requeridos como “mediadores

redox” entre el oxígeno disuelto y la superficie de metal disuelta con la finalidad de incrementar la velocidad efectiva de reducción de oxígeno. Sin embargo, añadir tales oxidantes incrementará significativamente la complejidad de proceso.

CAPITULO II

EL TIOSULFATO DE AMONIO

2.1 Antecedentes

El uso de los sistemas tiosulfatados para lixiviar oro recientemente ha sido revisado por Aylmore y Muir (2001). Es sabido que el oro puede ser lixiviado con tiosulfato desde hace muchos años. Rusell y Von Patera desarrollaron procesos que usaban el tiosulfato para lixiviar minerales de oro y plata. El proceso "Patera" fue usado en América del Sur por muchos años antes de la segunda guerra mundial para tratar sulfuros con alto contenido de plata pero muy poca información del proceso fue publicada en la literatura. Con la llegada del cianuro el sistema tiosulfato, que era más complejo para operar, decayó.

El tratamiento hidrometalúrgico de oro y la plata vía soluciones del tiosulfato amoniacal en la presencia de un cobre como catalizador ha sido activamente estudiado en los últimos años. Este proceso es muy atractivo debido a la baja toxicidad y a la eficiente recuperación de los metales preciosos procedentes de menas difíciles de tratar con los métodos convencionales.

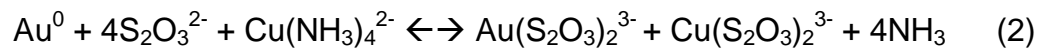
Puesto que el proceso de cianuración ha sido por muchos años muy exitoso en el tratamiento de minerales de oro oxidados, este es todavía el proceso preferido para la recuperación de metales preciosos. El tiosulfato ha sido propuesto como un lixiviante alternativo para la extracción de oro y plata y ha sido profundamente investigado para minerales difíciles de tratar por la cianuración. La investigación se ha realizado en mineral complejo, mineral refractario, carbonaceos, minerales de oro oxidados, concentrados de sulfuro de cobre y concentrados de sulfuros complejos y minerales de pirita argentífera.

Newmont, en los setentas, comenzó las investigaciones, con tiosulfatos para el tratamiento de mineral carbonaceos (Jiayong *et al* 1996). El cianuro no era una opción viable debido al contenido carbonaceo del mineral. Sin embargo, la técnica solos se justificaba económicamente para mineral de alta ley. La oxidación bacterial seguida por la lixiviación con tiosulfato en una operación heap leaching (lixiviación en pilas) a escala piloto fue también estudiada para el tratamiento de minerales refractarios de baja ley la recuperación en un total de 300 000 toneladas de mineral de baja ley fue aproximadamente de 55% con un consumo de tiosulfato de 5 Kg/Ton. La compañía ha patentado su investigación para la lixiviación en pilas con tiosulfato y recuperación con cementación de cobre (Brieley y Hill, 1993; Wan *et al*, 1994)

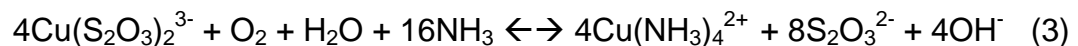
Recientemente Barrick Gold ha reexaminado la lixiviación de oro con tiosulfatos y patentado la lixiviación agitación y los procesos de recuperación

para el tratamiento de un rango de minerales (Marchbank *et al*, 1996; Thomas *et al* 1998) Otra compañía minera canadiense Placer Dome en los últimos años también ha realizado investigaciones de proceso con tiosulfato para minerales auríferos.

En el moderno proceso con tiosulfato de oro es disuelto por el tiosulfato en presencia de amoníaco y cobre (II)



El cobre (II) es el oxidante para la disolución del oro, mientras el oxígeno se necesita para reabastecer el oxidante en solución.



Las ventajas del tiosulfato incluyen:

- Baja Toxicidad. Ya que es un químico GRCS (generalmente reconocido como seguro) en USA y un ingrediente alimenticio permitido.
- Mas adecuado para el tratamiento de minerales con alto cobre y que contiene minerales carbonaceos.
- En algunos casos la extracción del oro es mas rápida que en la cianuración, a similar consumo de reactivo a pH natural y condiciones normales de temperatura y presión.

- Los co-reactivos para la reacción sulfito, cobre y amoniaco, son requeridos en bajas concentraciones y a un pequeño costo adicional.

Las desventajas del tiosulfato:

- Necesidad de concentraciones altas de reactivos comparadas a las del cianuro, su relatividad conduce a altos consumos de reactivo.
- Carencia de un método estándar para procesar la pulpa y recuperar el oro disuelto.
- Química mas compleja (comparada con la del cianuro) lo que provoca mayores dificultades de control de proceso.

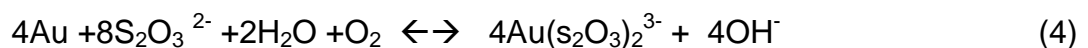
El rango de concentraciones de tiosulfato puede ir de 0.02- 2 M, cobre (II) entre 0.5 -120 mM. y amoniaco entre 0.03 - 4 M. Los rangos de pH puede ir de 8.5 a 10.5, la temperatura entre 20 °C - 60 °C y la velocidad de flujo del oxigeno de 0 - 2 l/min. Los tiempos de lixiviación varían desde varias horas en el sistema de agitación y hasta 116 días en uno de lixiviación en pilas.

2.2 Química de la Lixiviación con Tiosulfato.

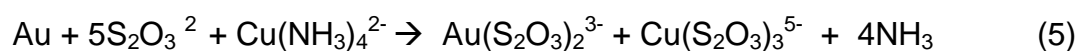
La química del sistema del tiosulfato de amonio no ha sido completamente estudiada y por tanto no es entendida a cabalidad. Hubo un conflicto de opiniones en la literatura donde los autores no se ponen de acuerdo, por ejemplo en el rol del cobre en la reacción de lixiviación. A diferencia del relativamente simple sistema de cianuración la solución de tiosulfato amoniacal es un sistema significativamente más complejo para operar.

Normalmente juega con tres componentes indispensables: amoniaco, tiosulfato e iones cobre. Muchas reacciones pueden ocurrir entre estas especies, los iones de metales preciosos disueltos, los minerales y los reactores de acero. El control de la química de la solución determina los equilibrios dinámicos de estas interacciones y establece la velocidad de la reacción de lixiviación.

La disolución de oro en solución de tiosulfato de amonio es nuevamente descrita por la siguiente reacción:



Li Miller y Wan (1994) modificaron la reacción para reflejar la influencia del catalizador cobre durante la disolución del oro:



Oxidación del Cobre por Oxígeno u otro Oxidante

El tiosulfato estabiliza el oro y plata en solución, mientras el amoniaco y el cobre en el sistema aceleran la reacción de lixiviación. El diagrama Eh-pH es mostrado en la figura N° 2.1 para el sistema Oro- Amoniaco-Tiosulfato.

Para que los iones cobre jueguen un rol catalizador, es crítico mantener una relación apropiada de concentración de amoníaco a tiosulfato. Una inapropiada relación de concentración de amoníaco a tiosulfato puede estabilizar los iones cobre en estado cuproso o cuprico, de esta manera se reducirá su disponibilidad para ser utilizada como catalizador. (Ver Figura N° 2.2).

Jiang y otros (1992,1993) propusieron un modelo para la disolución de oro en soluciones de tiosulfato amoniacal (Figura N° 2.3). Basado en mediciones electroquímicas, ellos sugirieron el siguiente mecanismo de reacción de lixiviación. Durante la oxidación el amoníaco preferentemente acompleja oro, y el cual se forma en la superficie, luego reacciona con el $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ y es convertido a una forma más estable. Al mismo tiempo gana una electrón en la superficie del oro y es reducido y luego es vuelto a oxidar por el oxígeno. Así el amoníaco cataliza la disolución anódica de oro mientras los iones cobre catalizan el proceso (descarga de oxígeno). Esta explicación define en forma clara los roles para el amoníaco y cobre en las reacciones de lixiviación. Sin embargo, la proposición necesita ser confirmada, preferentemente con estudios espectroscópicos in-situ.

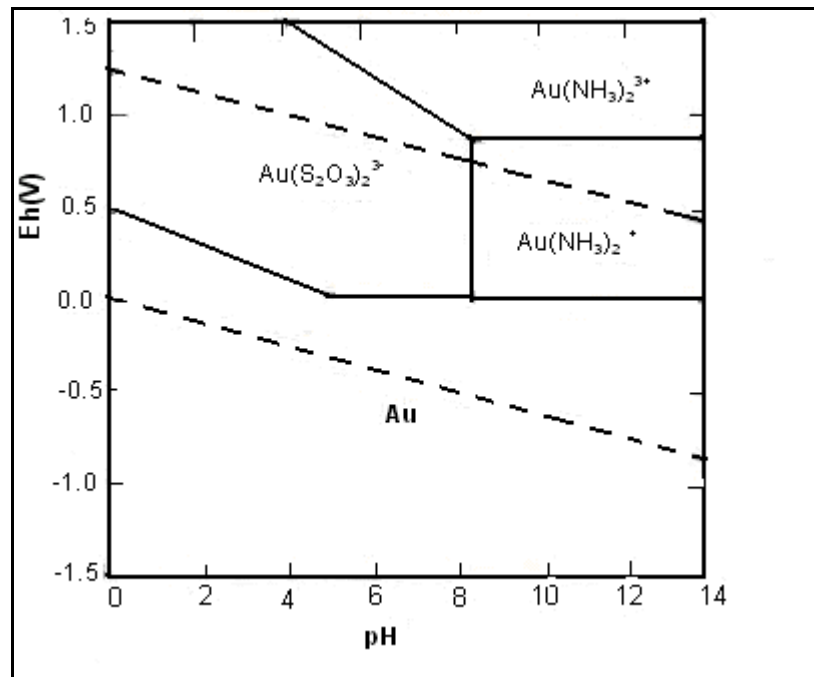


Figura N° 2.1. Diagrama pH-Eh del sistema Oro-Amoniaco-Tiosulfato- Agua a 25°C (0.1 M Amoniaco, 0.1 M Tiosulfato, 0.00005 M Oro) (Li Miller y Wan, 1984)

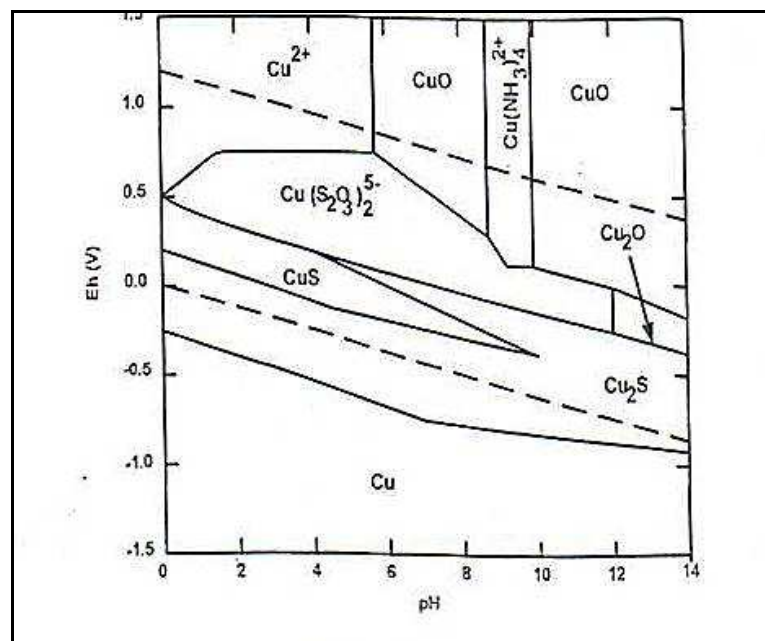


Figura N° 2.2 .Diagrama Eh-pH del sistema Cobre-Amoniaco-Tiosulfato-Agua a 25°C (0.1 M Amoniaco, 0. M Tiosulfato, 0.00005 M Cobre) (Li Miller y Wan, 1994)

SUPERFICIE DE ORO SOLUCION

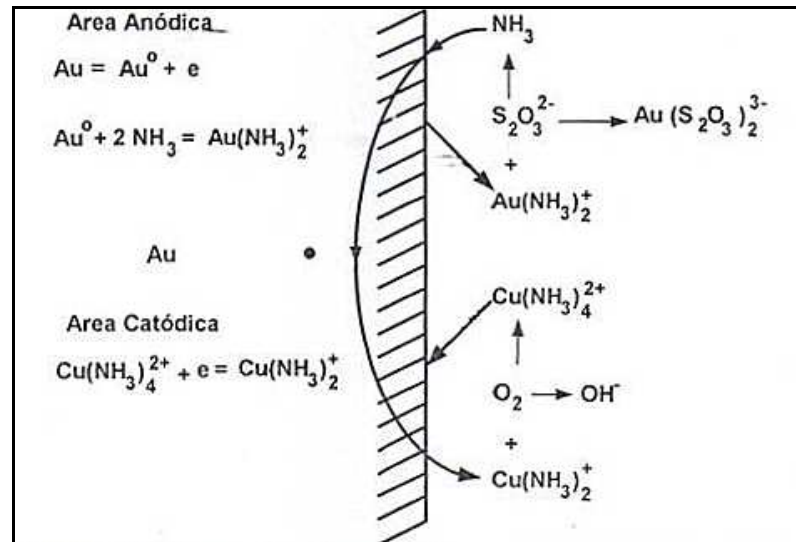


Figura N°.- 2.3.- El Modelo del mecanismo electroquímico-catalizador de la lixiviación de oro con Tiosulfato de Amonio (Jiang 1992, 1993)

2.2.1 Efecto de la Concentración del Tiosulfato

Resultados en la tabla N° 2.1 muestran que los efectos del Ion tiosulfato son obvios a concentraciones bajas pero muy ligeros sobre 0.1 mol/L de tiosulfato que concuerda con los resultados del estudio electroquímico en que la velocidad de disolución anódica de oro es muy lenta en ausencia del Ion cúprico y amoniaco.

Tabla N° 2.1. Efectos de la concentración del ion tiosulfato sobre la velocidad de disolución de oro (Li Miller y Wan, 1994)

$S_2O_3^{2-}$ (mol/L)	I_{corr} ($\mu A/cm^2$)
0.01	3.32
0.1	8.30
0.2	8.39
0.5	9.00
1.0	9.72

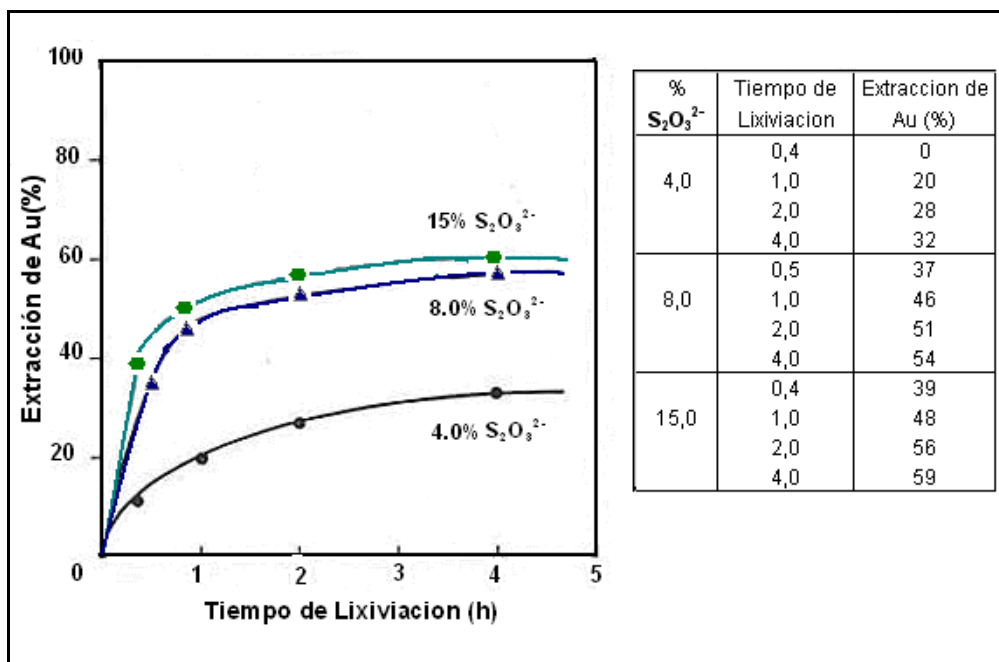


Figura N° 2.4.- Efecto de la concentración del Tiosulfato sobre la velocidad de lixiviación de oro (50° C, 0.4% de Cu^{2+}) (Li Miller y Wan, 1994)

El efecto de la concentración del tiosulfato sobre la cinética de lixiviación de oro es mostrado en la figura N° 2.4.

2.2.2 Efecto del pH

Como se muestra en la tabla N° 2.2 con el incremento del pH en el rango 7-10, la velocidad de disolución de oro aumenta, pero a pH mayores, la velocidad cae ligeramente.

Tabla N° 2.2 Efecto del pH sobre la velocidad de disolución de oro (Li Miller y Wan, 1994)

pH	I_{corr} ($\mu A/cm^2$)
7	6.31
8	8.25
9.2	8.99
10	12.94
10.8	11.29

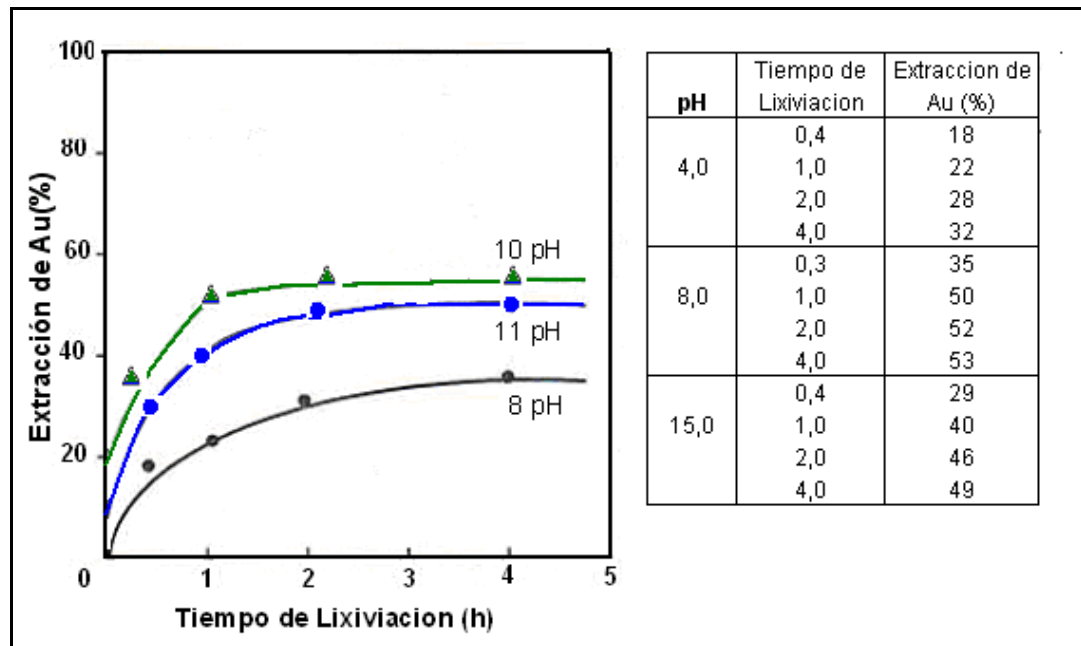


Figura N° 2.5. Efecto del pH sobre cinética de lixiviación del oro (50° C, 0.4% Cu(II)) (Li Miller y Wan, 1994)

Los efectos del pH sobre la cinética de lixiviación del oro son mostrados en la figura N° 2.5, lo cual concuerda con los datos electroquímicos en la tabla N° 2.2.

2.2.3. Efecto del $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$

Los resultados en la tabla N° 2.3 indican que la concentración del $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ tiene un efecto drástico sobre la velocidad de disolución de oro sobre el rango de concentración de 0.001 - 0.1 mol/L.

Tabla N° 2.3: Efecto del $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ en el rate de disolución de oro (Li Miller y Wan, 1994)

$\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$	0.001	0.01	0.05	0.1
$i_{\text{corr}}(\mu\text{A}/\text{cm}^2)$	5.62	50.11	193.73	573.82

Sabiendo que $i_{\text{corr}} = KC^n$

Entonces $\log i_{\text{corr}} = \log K + n \log C$

Donde “C” es la concentración de $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ y “n” es el orden de reacción. Una gráfica de los datos de la tabla 2.3 es mostrada en la figura N° 2.6 como una función del log C. la pendiente de la línea es igual a 1, lo que indica que la orden de reacción del $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ es 1. Estos resultados revelan la actividad catalítica de los iones cúpricos y del amonio en la lixiviación de oro con tiosulfato.

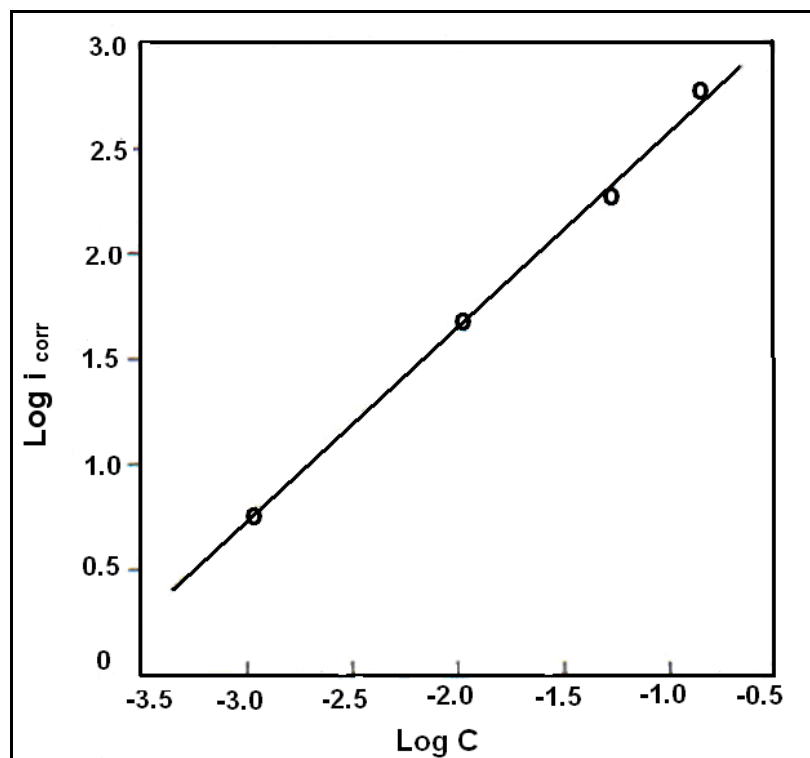


Figura N° 2.6. Efecto de la concentración de $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ sobre la velocidad de disolución de oro (20°C, 1.0 mol/L $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$, pH =10) (Li Miller y Wan, 1994)

Los efectos de la concentración del ion cúprico y del amoniaco sobre la cinética de lixiviación de oro son mostrados en la figura N° 2.7, el cual una vez más revela el efecto catalítico del ion cuprico y del amoniaco

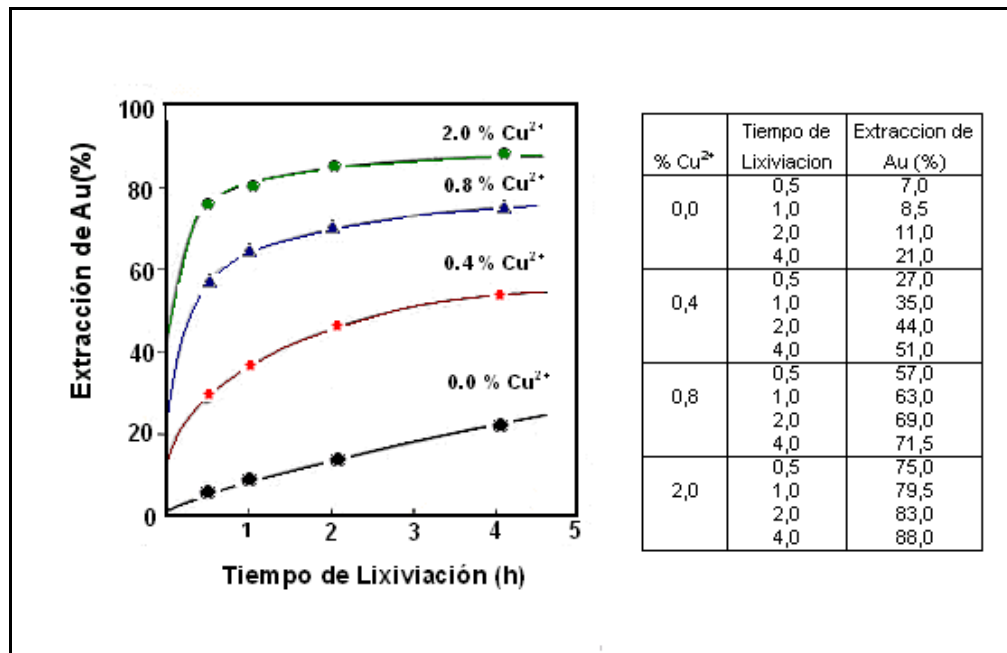


Figura N° 2.7. Efecto del Ion cúprico sobre la cinética de lixiviación de oro (50° C. 7.5% NH₃) (Li Miller y Wan, 1994)

2.2.4 Efectos de la temperatura, energía de activación de la disolución de oro

El efecto de la temperatura sobre la velocidad de disolución de oro en las soluciones de tiosulfato esta dado en la tabla N° 2.4.

Tabla N° 2.4. Efectos de la temperatura sobre la disolución de oro (Li Miller y Wan, 1994)

T(C°)		20	30	35	40	50
i _{corr}	[Cu(NH ₃) ₄ ²⁺] = 0, [NH ₃] _r = 0	8.33	10.80	13.33	18.89	22.87
(μA/cm ²)	[Cu(NH ₃) ₄ ²⁺ = 0.01 mol/L [NH ₃] _r = 0.5 mol/L	50.11	63.64	67.36	75.15	80.67

De acuerdo a Arrhenius, la relación entre la energía de activación (E), la temperatura (T), y la velocidad de disolución (i_{corr}) esta dada por:

$$\ln i_{\text{corr}} = K - (E/R) \cdot 1/T$$

Un gráfico de los datos de la tabla N° 2.4 de acuerdo a la relación de Arrhenius es mostrado en la figura N° 2.8. la energía de activación aparente de la disolución de oro fue calculada de la pendiente de la línea recta como sigue:

Cuando $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}] = 0$, $[\text{NH}_3]_{\text{T}} = 0$, $E = 27.99 \text{ KJ/mol}$

Cuando $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}] = 0,01 \text{ mol/L}$, $[\text{NH}_3]_{\text{T}} = 0,5 \text{ mol/L}$, $E = 15.54 \text{ KJ/mol}$

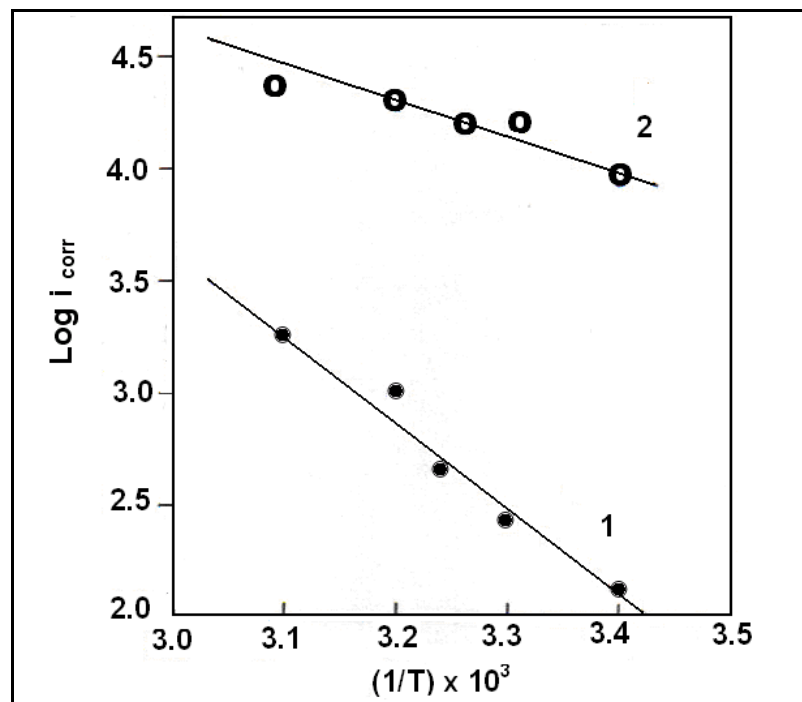


Figura N° 2.8. Efecto de la temperatura sobre velocidad de disolución del oro (Li Miller y Wan, 1994)

1- $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}] = 0$, $[\text{NH}_3]_{\text{T}} = 0$

2- $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}] = 0.01 \text{ mol/L}$

$[\text{NH}_3]_{\text{T}} = 0.5 \text{ mol/L}$

La energía de activación de la disolución es reducida de 27.99 KJ/mol a 15.54 KJ/mol en la presencia de 0.01 mol/L $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ y 0.5 mol/L de amoníaco.

Este resultado indica que el proceso de control es cambiado en presencia de ion cúprico y amoníaco. El proceso de disolución es controlado tanto por reacción química como por difusión y es drásticamente afectado por la temperatura; pero, en presencia de iones cúpricos y amoníaco la difusión es limitante de la velocidad y afectada sólo ligeramente por la temperatura. Este resultado provee una base teórica para la lixiviación de oro con tiosulfato de amonio a temperatura y presión ambiente. Explicaciones adicionales han sido hechas de acuerdo a la relación de Arrhenius tal como sigue:

1. En ausencia de iones cúpricos y amoníaco la energía de activación de disolución de oro es 27.99 KJ/mol, por tanto la fórmula de Arrhenius se convierte en:

$$K = A \exp\left(\frac{-27900}{RT}\right) \quad (6)$$

Si la temperatura de lixiviación se incrementa de 298°K (25°C) a 323°K (50°C), el incremento proporcional en la velocidad de disolución de oro es:

$$\frac{K_{323}}{K_{298}} = \exp\left(\frac{27900}{8.314} \left(\frac{1}{298} - \frac{1}{323}\right)\right) = \frac{2.4}{1} \quad (7)$$

2. La energía de activación de la disolución de oro es 15.54 KJ/mol en la solución conteniendo 0.01 mol/L del $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ y 0.5 mol/L de amoniaco total. En ese caso la relación de Arrhenius es:

$$K^1 = A \exp\left(\frac{-15540}{RT}\right) \quad (8)$$

Para este caso el incremento la velocidad de disolución es:

$$\frac{K^1_{298}}{K_{298}} = \exp\frac{1}{8.314 \times 298} \times (27990 - 15540) = \frac{152.2}{1} \quad (9)$$

Como resultado de la adición del ion cúprico y amoniaco a una temperatura de 298 °K (25 °C). Esto es que el efecto del ion cúprico y amoniaco a una temperatura de 298 °K (25 °C). Esto es que el efecto del ion cuprico y amoniaco como "catalizadores" es mucho más grande que el de la temperatura.

3.- En la solución que contiene 0.01mol/L de $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ y 0.5 mol/L de NH_3 para un incremento en la temperatura de lixiviación de 298 °K (25°C) a 323 °K (50°C) el correspondiente increment o en la velocidad de disolución es:

$$\frac{K_{323}^1}{K_{298}^1} = \exp \frac{15540}{8.314} \times \left(\frac{1}{298} - \frac{1}{323} \right) = \frac{1.6}{1} \quad (10)$$

Esto revela que el efecto de la temperatura se hace insignificante debido a la disminución de la energía de activación en la presencia de iones cúpricos y amoníaco. Ver el efecto de la temperatura: (figura N° 2.9)

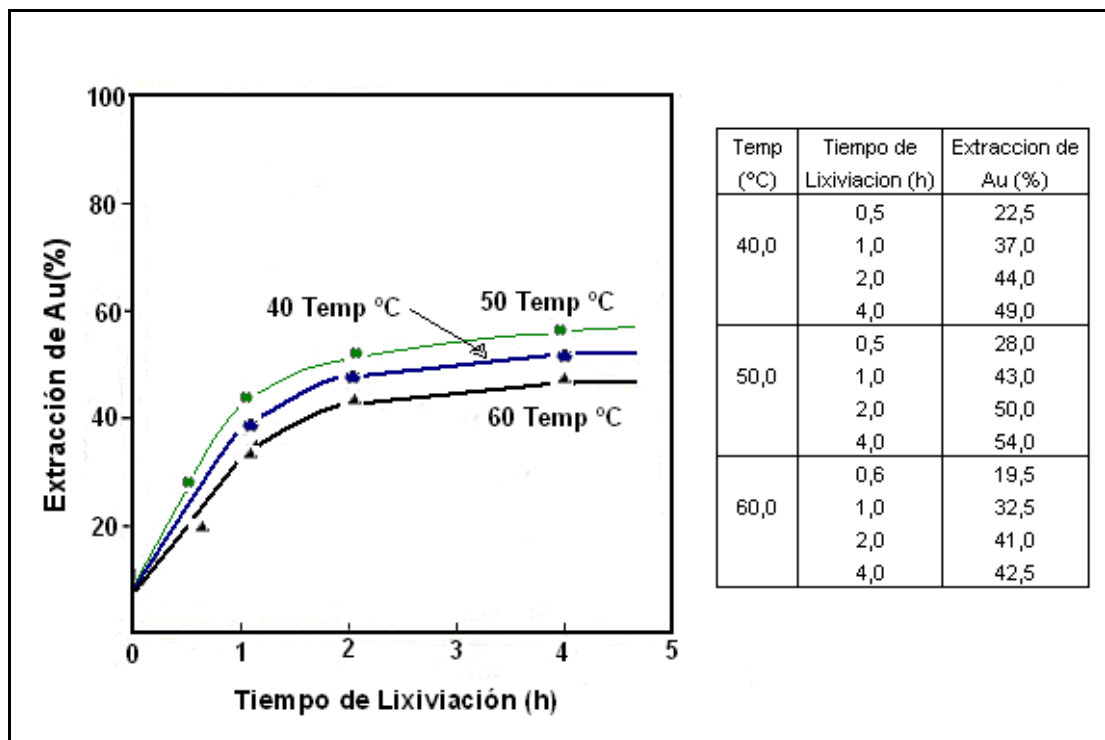
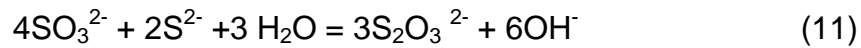


Figura N° 2.9. Efectos de la temperatura sobre la velocidad de lixiviación del oro (0.4% Cu²⁺, pH =10) (Li Miller y Wan, 1994)

2.2.5 Efecto del sulfito

Kerley (1981, 1983) sugirió la adición de iones sulfito a las soluciones de tiosulfato amoniacal para estabilizar los iones tiosulfato de acuerdo a la siguiente reacción:



Hu y Gong (1991, 1992) probaron reemplazando sulfito con sulfato durante la extracción de oro con tiosulfato de amonio. Ellos encontraron que la pérdida de tiosulfato podía ser reducida añadiendo sulfato al sistema a la par que se incrementaba la extracción de oro. La reacción estabilizante es tal vez la siguiente:



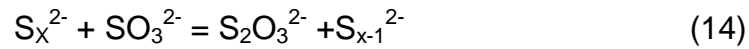
Cinética y Pasivación del Oro

De acuerdo a Gallagher y sus colaboradores (1989), la cinética de reacción relativa de oro con los varios lixiviantes van en el siguiente orden: Cianuro > Tiourea > Tiocianato > Tiosulfato. Basado en mediciones electroquímicas, ellos postularon que la disolución del oro era difícil en soluciones de tiosulfato y tiourea. Ter-Arakelyan *et. al* (1984) también encontró que el uso del tiosulfato de sodio como lixivante para disolver oro era dificultado por su oxidación durante el proceso de lixiviación por la formación de una capa aislante sobre la superficie de oro generalmente de azufre coloidal. Ha sido mostrado que el azufre libre, puede ser efectivamente enlazado por el sulfito de sodio.

La reacción es tal vez como sigue:



Los polisulfuros reaccionan similarmente:



La presencia del catalizador cobre aumenta grandemente las velocidades de disolución de oro y plata como ha sido demostrado por casi todos los estudios de lixiviación. Varios métodos han sido considerados con la finalidad de acelerar más la reacción de lixiviación.

Bajas concentraciones de tiosulfato fueron probados en un intento de minimizar los costos de producción. Grandes tiempos de reacción pueden ser requeridos en estos casos, especialmente cuando los contenidos de oro y plata del mineral son bajos. Conforme los tiempos de reacción se incrementan, las pérdidas de reactivo aumentan en la misma forma. Exceso de amoníaco y/o temperaturas elevadas son a menudo utilizadas para acortar el tiempo de lixiviación. Altas temperaturas aceleran no sólo la disolución de metales preciosos sino también la descomposición de tiosulfatos y la aparición de amoníaco.

2.3 Estabilidad de la solución de tiosulfato

2.3.1 Estabilidad de las especies

Los iones tiosulfato son metaestables y tienden a descomponerse en soluciones acuosas. Entre los numerosos factores que afectan la estabilidad se tienen: (a) la pureza del agua; (b) la concentración de tiosulfato; (c) pH;

(d) la presencia de ciertos metales y aleaciones; (e) la presencia de ciertos metales y bacterias de azufre; y (f) la exposición de luz ultravioleta (Dhawale, 1993). Vale la pena mencionar aquí que las soluciones diluidas de tiosulfato (0,01 M o más bajas) se descomponen más rápidamente que las soluciones concentradas (0,1 M o más altas) (Kolthoff, 1969). Como se mencionó previamente, la temperatura también cambia la estabilidad del sistema provocando descomposición siendo facilitada a más altas temperaturas. Así, altas temperaturas pueden hacer al sistema de tiosulfato amoniacal antieconómico e inaceptable.

Puesto que los iones de cobre en solución pueden actuar tanto como oxidantes como reductores y así causar la degradación del tiosulfato, es importante para mantener el sistema a potenciales apropiados.

El tiosulfato está localizado en un estrecho campo de estabilidad en la región de pH neutro a básico como aparece en la Figura .Nº 2.10

Para mantener el tiosulfato en solución a condiciones ambientales, la solución tendría que ser mantenida dentro de esta región. La termodinámica predice que el tiosulfato no es estable y tiende a descomponerse para producir más especies estables; pero la cinética de la reacción de descomposición es muy lenta de modo que para aplicaciones prácticas, el tiosulfato es considerado un compuesto estable.

SISTEMAS S- AGUA A 25 °C

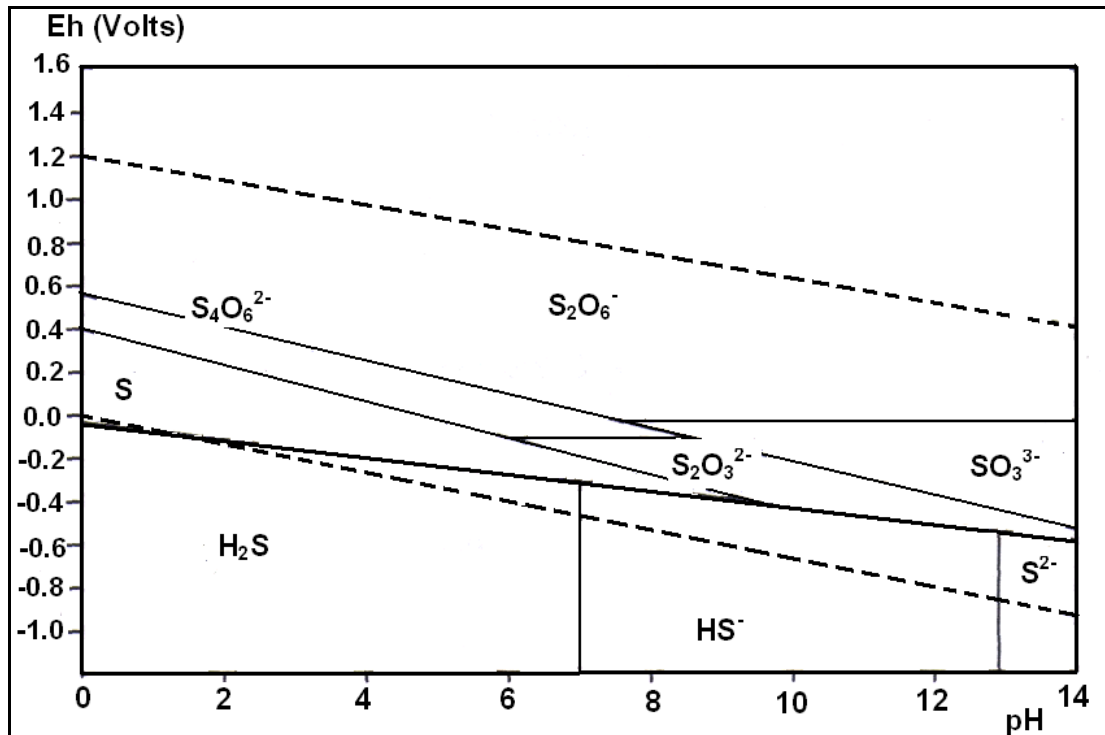


Figura N° 2.10. El pH para el sistema metaestable S-H₂O (especies azufre) =1.0 M (Aylmore, 2001)

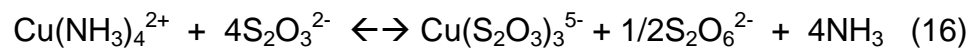
El tiosulfato es oxidado a tetratiónato dentro de los rangos de pH 4 a 6; por lo demás, el tiosulfato se oxida a otras especies tales como el S₂O₆ ó SO₃²⁻

En la presencia de cobre y amoníaco, sin embargo, algo de tiosulfato se oxida a tetratiónato a pH 8 - 10 (Aylmore 2001).

En las soluciones de lixiviación con tiosulfato, la presencia de cobre es importante, no solamente porque actúa como el oxidante, si no porque también aumenta significativamente la reacción de oxidación de oro (Breuer y Jeffrey 2003). Las soluciones son alcalinas con el fin de evitar la

descomposición del tiosulfato; la adición de amoníaco es requerida para estabilizar el Cu(II) así como el complejo $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$. Los iones Cu(I) son estabilizados por el tiosulfato para formar tiosulfato de cobre $\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3^{5-}$

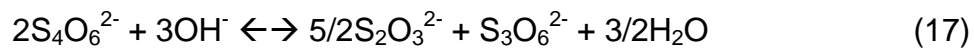
El tiosulfato es oxidado por el $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ para formar tetrionato, $\text{S}_4\text{O}_6^{2-}$ de acuerdo a la siguiente reacción:



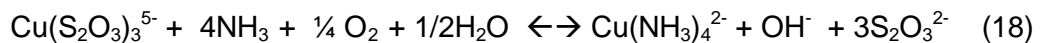
La constante de equilibrio para esta reacción es $K = 10^{4.28}$; así la oxidación del tiosulfato es termodinámicamente favorable. La oxidación del $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ por los iones Cu(II) es extremadamente rápida en soluciones. En la presencia del NH_3 la reacción es mucho más lenta y su velocidad depende de la concentración de NH_3 (Byerley *et. al.* 1973). Las velocidades de la oxidación del tiosulfato y de la reducción de Cu (II) son significativamente más rápidas en presencia de oxígeno.

La constante de equilibrio para esta reacción es $K = 10^{4.28}$; así la oxidación del tiosulfato es termodinámicamente favorable. La oxidación del $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ por los iones Cu(II) es extremadamente rápida en soluciones. En la presencia del NH_3 la reacción es mucho más lenta y su velocidad depende de la concentración de NH_3 (Byerley *et. al.* 1973). Las velocidades de la oxidación del tiosulfato y de la reducción de Cu (II) son significativamente más rápidas en presencia de oxígeno.

La ecuación 16 indica que 4 moles de $S_2O_3^{2-}$ son consumidas por una mol de Cu (II) con producción de $\frac{1}{2}$ mol $S_4O_6^{2-}$. Los iones $S_4O_6^{2-}$ sufren una posterior desproporción a $S_3O_6^{2-}$ y $S_2O_3^{2-}$; la reacción es altamente catalizada por la presencia de tiosulfato, y puede ser representada por la ecuación 17.



Esto sugiere que aproximadamente 60% de los iones $SO_2O_3^{2-}$ inicialmente oxidados por el Cu(II) serán regenerados a $S_2O_3^{2-}$ (Byerley *et. al.* 1973). El oxígeno es la última fuente de oxidación de tiosulfato puesto que los iones Cu(I) son reoxidados a Cu(II) por el efecto del oxígeno disuelto de acuerdo a la siguiente reacción.



Se debe notar que cualquier factor que acelere el transporte de oxígeno, o catalice la reducción de oxígeno, incrementará la velocidad de descomposición del tiosulfato, y que cualquier acción que limite la reducción de oxígeno puede también afectar la reacción de lixiviación de oro (Li y Miller 1996).

La oxidación del tiosulfato sólo generada por el oxígeno es conocida por ser muy baja; pero, en la presencia de cobre y oxígeno, la oxidación de tiosulfato ocurre fácilmente. El oxígeno favorece que la reacción 16. La desaparición

de las especies $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ y la velocidad de oxidación del tiosulfato se incrementa cuando una solución de tiosulfato-amoniaco-cobre es esparcida con aire u oxígeno puro (Breuer y Jeffrey 2003).

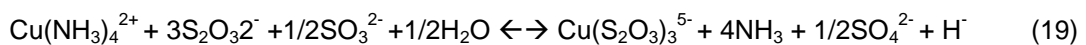
Se cree que la oxidación del tiosulfato es controlada por la combinación de efectos de las reacciones 16 y 18. Es evidente que la reacción 16 trabaja rápido, produciendo oxidación de tiosulfato, la formación del $\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3^{5-}$, la desaparición de las especies $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$. El oxígeno en solución (naturalmente disuelta o introducido por insuflado) conlleva la formación rápida de los iones $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$; estos iones, a la vez, producen la continuidad de la reacción 16.

La velocidad de oxidación del tiosulfato por los iones $\text{Cu}(\text{II})$ se eleva con el incremento de las concentraciones del tiosulfato (Breuer y Jeffrey 2003). En términos de la lixiviación de oro, debería haber un compromiso entre cinéticas de lixiviación rápidas, (lo cual es alcanzado a altas concentraciones de tiosulfato) y el consumo alto de tiosulfato. Un valor adecuado parecería ser el que es alrededor de 0.1 M de tiosulfato (Breuer y Jeffrey 2000).

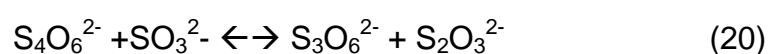
Incrementando la concentración de NH_3 se reduce la velocidad de oxidación de tiosulfato. Altas concentraciones de NH_3 estabilizan el $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ y de aquí que disminuye su acción oxidante sobre el tiosulfato- una adecuada, concentración de NH_3 sería alrededor de 0.4 M (Breuer y Jeffrey 2003).

La oxidación del tiosulfato es también más rápida a bajo pH (alrededor de 8). Puesto que el pH afecta el equilibrio $\text{NH}_3/\text{NH}_4^+$, a bajos valores de pH la concentración de NH_3 es baja; así, la estabilidad del $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ disminuye (Breuer y Jeffrey 2000)

Para evitar la oxidación del tiosulfato, varios autores (Kerley 1981; Pérez y Galaviz 1987; Ziperian y Raghavan 1988) propusieron la adición de sulfito, SO_3^{2-} (un reductor) para lixiviar soluciones. Manteniendo un nivel de 0.05% (0.004 M), el sulfito estabilizó el tiosulfato (Kerley 1983). El efecto protector de las adiciones de sulfito es producido por la siguiente reacción.

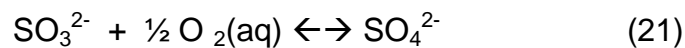


La reacción es termodinámicamente favorable ($K = 10^{6.51}$), lo cual significa que el $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ preferentemente oxida el sulfito sobre el tiosulfato. Cuando esta reacción es cinéticamente preferida sobre la oxidación del tiosulfato, el sulfito puede mejorar la estabilidad del tiosulfato. Un beneficioso efecto adicional del sulfito es sobre la aceleración de la descomposición de tetratiónato para regenerar el tiosulfato parcialmente, de acuerdo a la siguiente ecuación (Kolthoff 1957).



Sin embargo, el sulfito produce efectos negativos en las soluciones de lixiviación:

- Disminuye la concentración de iones de $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ y así afecta negativamente la velocidad del oro.
- Hay un consumo rápido de oxígeno por el sulfito (Lancia 1997), de acuerdo a la ecuación 21.



Termodinámicamente, la reacción 21 es altamente favorable ($K = 10^{48.08}$)

Con la ausencia de oxígeno en la solución el potencial decrece; también, la ocurrencia de la reacción 18 es restringida; esto es, la formación de iones $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ es limitada.

Cuando el Cu(II) es acomplejado a varios ligantes tales como la etilendiamina $\text{C}_2\text{H}_8\text{N}_2$ (EDTA), glicina $\text{C}_2\text{H}_5\text{NO}_2$, y EDTA $\text{C}_{10}\text{H}_{16}\text{O}_8\text{N}_2$, ninguna disminución ya sea en concentración de tiosulfato o de Cu(II) es observada.

Esto sugiere que estos ligantes forman un complejo muy fuerte con el Cu(II), lo que detiene cualquier reducción de Cu(II) y por esto la oxidación de tiosulfato (Breuer y Jeffrey 2003, Brown *et. al.* 2003). Aparentemente estos ligantes no afectan el proceso de lixiviación de oro; y por lo tanto el Cu mantiene su efecto oxidante sobre el oro.

En presencia de sulfuros metálicos tales como FeS_2 , ZnS , CuFeS_2 , FeS , FeAsS , PbS y Cu_2S , la descomposición de tiosulfato es acelerada. La presencia de Cu_2S tiene el mayor efecto sobre la descomposición del tiosulfato, explicado por las cantidades de cobre que aparecen desde el Cu_2S lo que acelera la descomposición. Tanto el azufre como el sulfuro son obtenidos por la descomposición de tiosulfato en soluciones alcalinas con estos sulfuros metálicos. Se espera que los sulfuros metálicos catalicen la descomposición de tiosulfato debido a su fuerte afinidad por las especies de azufre y sus propiedades semiconductoras (Feng y Van Deventer 2003).

Se observan en un experimento de intercambio iónico para el cobre que los factores a tomar en cuenta relacionados con la estabilidad del sistema son: la composición de la solución, el pH, y el potencial de solución que es probablemente la variable más importante en las soluciones de lixiviación. El potencial de solución es influenciado por varios factores que son analizados en detalle en el siguiente acápite.

2.3.2. El potencial de solución

El potencial de solución es un parámetro importante porque es la fuerza conductora causante de la disolución del oro metálico; también, el potencial de solución es considerado el principal factor que causa la oxidación de tiosulfato (Michel 2000).

Es bien aceptado por observación experimental que, con valores de bajo potencial, los sulfuros de cobre precipitan (Michel 2000; Wan 2003).

El potencial de solución juega un rol importante en las soluciones cobre-amoniaco-tiosulfato. En valores de bajo potencial, los sulfuras metálicos podrían precipitar desde las soluciones. El oxígeno contribuye grandemente a incrementar el potencial de solución; por tanto, las soluciones de lixiviación deberían ser aireadas adecuadamente.

CAPITULO III

RECUPERACIÓN DE METALES PRECIOSOS DESDE SOLUCIONES DE TIOSULFATO DE AMONIO

Poco trabajo ha sido realizado en la investigación de la recuperación de oro desde soluciones de tiosulfato de amonio. En general, los métodos de precipitación han sido considerados para soluciones de lixiviación clarificadas; mientras carbón y resinas han sido considerados para la adsorción desde pulpas.

Enumerando los métodos de recuperación tenemos: (1) Cementación con zinc, cobre, aluminio o hierro; (2) adsorción con carbón activado (3) intercambio iónico con resinas. (4) reducción-precipitación con borohidruro de sodio, hidrogeno; y (5) otras opciones de recuperación.

3.1 Recuperación vía cementación

La recuperación de oro desde soluciones de tiosulfato por cementación usando zinc, cobre, aluminio, y hierro fue propuesto por Kerley (1981, 1983), Pérez y Galaviz (1987), Bjerre y Sorensen (1989), Hu y Gong (1988), y Wan *et al* (1994)

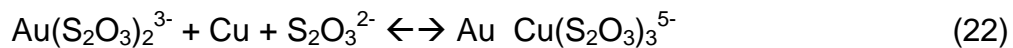
El zinc es el tradicional reductor usado en el proceso Merrill Crowe y este puede ser usado para cementar oro desde soluciones de tiosulfato amoniacal Genik-Sas-Berezowsky, Navarro, Álvarez, Vargas, Alguacil y otros en 1978, 2003, usaron polvo de zinc, la reacción de precipitación es bastante influenciada por variables como: pH, concentración de tiosulfato, presencia de Cu (II) y Zn (II) en la solución acuosa, y menos dependiente de otras variables como: temperatura y cantidad inicial de polvo de zinc usado en el proceso de cementación. En forma general este proceso parece estar controlado por difusión, favoreciéndose cuando la relación molar $[\text{NH}_3]/[\text{S}_2\text{O}_3^{2-}]$ en solución se incrementa.

Sin embargo, algunos problemas asociados con el uso de Zinc han sido reportados (Hu y Gong (1988)). Una gran porción de zinc añadido es consumido por los iones cobre en solución ocasionando por tanto muy altos consumos de zinc. Los sulfuros son producidos junto con el oro, haciendo así el tratamiento posterior más dificultoso. Además fue reportado que el zinc en solución inhibió la lixiviación del oro y tuvo que ser removido antes que la solución fue recirculada al circuito de lixiviación

Especial cuidado debe tenerse con el cobre con el fin de cementar efectivamente el oro desde soluciones de tiosulfato de amonio.

Usando cobre finamente dividido (Pérez y Garaviz, 1987) algunos resultados de pruebas electroquímicas realizadas concluyen que a bajos

sobrepotenciales, menores cantidades de cobre y plata en la superficie de oro favorecen la reducción de oro (I) a oro metálico. De otro lado, la pasivación de la superficie es observada a altos sobrepotenciales. La pasivación fue atribuida a la formación de sulfuras de cobre o plata en la superficie del electrodo. El pH de la solución debe ser mantenido en 9.5 para alcanzar la estabilidad del complejo tiosulfato de oro durante la etapa de lixiviación. Si embargo en la cementación se encontró que era más eficiente cuando el pH tenía el rango de 7.5 a 8. Se recomendó una combinación de reactivos de 1M $\text{NH}_4^+/\text{NH}_3$, 0.4 M de $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$, 0.01 M de Cu^{2+} y 5×10^{-5} M de Au^+ a pH 9.5 como el óptimo para la cementación de oro usando cobre en polvo. Las reacciones del tiosulfato de oro con un sustrato de cobre en la solución tiosulfatada ocurren de acuerdo a la siguiente estequiometría:

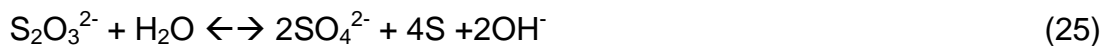


La energía libre standard asociada con esta reacción a 25 °C es de -42 KJ/mol. Una posible reacción de degradación involucrado el complejo Cu(I)-tiosulfato es:



La energía libre standard de la reacción (22) es -163.2 KJ/mol

Adicionalmente, el tiosulfato sufre desproporción de acuerdo a las siguientes reacciones:



Como una regla general, a más rápida velocidad de reacción más corta la etapa inicial de cementación. El coeficiente de difusión del oro en la solución tiosulfatada fue calculado en $4.41 \times 10^{-6} \text{ cm}^2\text{s}^{-1}$.

La mejor alternativa, de acuerdo con Hu y Gong (1988), es usar hierro en polvo. Esta sugerencia también tiene problemas, por ejemplo, una cantidad significativa de pérdida de amoníaco durante la cementación ha sido reportada.

Utilizar aluminio finamente dividido (Kerley, Jr.; Bernard. J; 1983) es también otra opción de cementación que no ha tenido grandes resultados.

Como se puede apreciar, hay aun regular incertidumbre respecto a la química de cementación y mecanismo de reacción

3.2 Recuperación vía adsorción con carbón activado

Como lo puntualizó Galíagher *et al.* (1989-1990) el carbón activado tiene una muy baja afinidad por las especies de tiosulfato de oro. Hu y Gong (1988)

también encontraron que el carbón activado y la espuma de poliuretano no podían ser utilizados para recuperar oro desde solución de tiosulfato. Lulham y Lindsay (1991) reportaron que el anión complejo del oro podía ser adsorbido desde una solución de tiosulfato por el carbón o la resina después de añadir una pequeña cantidad de cianuro al sistema.

3.3 Recuperación vía intercambio iónico con resinas

La tecnología del intercambio iónico no puede ser usada para recuperar metales preciosos efectivamente desde soluciones lixiviadas de tiosulfato. Generalmente las soluciones de tiosulfato son un efectivo efluente para la disolución de oro desde resinas cargadas. El oro y la plata pueden ser adsorbidos sobre resinas aniónicas solo a muy diluidas concentraciones de tiosulfato. Como lo reportado por Eastman Kodak Company (Mina 1980; Degenkolb y Seaberg, 1977), se usan resinas aniónicas IRA - 400 e IRA - 68 para la recuperación de plata desde soluciones de lavado de tiosulfato ha sido demostrado en diferentes trabajos, (Thomas y otros en 1998); (Nicol, 2001), (Fleming y otros 2002), y (Zhang 2002), que resinas amónicas pueden intercambiar el anión $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$ desde soluciones tiosulfatadas. Resinas de intercambio iónico disponibles comercialmente son efectivas para la recuperación de oro desde licores y pulpas lixiviados con tiosulfato. Las resinas de base fuerte son superiores que las resinas de base débil ya que las primeras tienen una mayor capacidad. Esto es porque las resinas de base débil generalmente requieren un pH menor a 8 y no tienen la misma capacidad como las resinas fuertes. La carga de las resinas de base fuerte

varían entre 50 a 85 gr/L de oro mientras que para las resinas de base débil varia de 8 a 20 gr/L, (Nicol, 2001).

La elusión de cobre desde las resinas pudo ser realizada con una solución compuesta por 2 M de Na_2SO_3 y 1M de NH_3 . Bajo estas condiciones, casi todo el cobre de la resina es eluído muy rápido. En contraste, la elusión de oro es relativamente lenta. El oro pudo ser eluído usando una solución de KSCN o una solución de $\text{Na}_2\text{SO}_3 - \text{NH}_3$ (Zhang, 2002).

En conclusión respecto al uso de resinas podemos afirmar que el oro puede ser recuperado usando resinas de base fuerte. La cantidad de oro cargado sobre la resina en un proceso batch es una función de la concentración de oro en la solución, cantidad de resina volumen de la solución, cobre y la concentración de iones competidores en solución.

La concentración del tiosulfato en solución de lixiviación tiene influencia en las cargas de oro sobre resinas; en contraste, la concentración de amoníaco en soluciones no tiene influencia sobre las cargas de oro

El oro parece ser cargado sobre la resina con preferencia a los complejos tiosulfato-cobre y también por sobre los iones de tiosulfato

La velocidad de adsorción de oro puede ser comparada favorablemente con la del carbón activado en el sistema oro-cianuro. De las condiciones

experimentales probadas las condiciones de equilibrio para la adsorción de oro son alcanzadas en aproximadamente 10 horas

Los iones politionato compiten fuertemente por los sitios de resina con los complejos tiosulfato de oro y cobre. Esto causa reducción en las recuperaciones de oro y cobre de las soluciones de lixiviación. Aún más, los poligonatos son producidos en soluciones de lixiviación cuando el tiosulfato es oxidado por la acción tanto del cobre como del oxígeno.

El equilibrio $\text{Cu}^{2+}/\text{Cu}^+$ muy importante en el proceso de intercambio iónico. Los factores que influyen en tal equilibrio son entre otros, la concentración de amoníaco, el pH, el potencial de solución, la concentración de tiosulfato, etc. Ellos deben ser fuertemente considerados en estudios adicionales para el proceso de intercambio iónico en soluciones de tiosulfato de oro.

3.4. Recuperación vía reducción

Awadalla y Ritcey (1990, 1991, 1993) examinaron la recuperación de oro desde soluciones de tiourea, tiocianato y tiosulfato por reducción-precipitación con una forma estabilizada de borohidruro de sodio (NaBH_4). A pH 6.0, cuando la relación NaBH_4/Au era mayor de 0.625, la reducción casi completa de oro podía alcanzarse en 2 horas.

Un proceso había sido patentado para la recuperación de oro contactando soluciones de tiosulfato cargadas de oro con hidrógeno (Deschenes y Ritcey,

1988). Esto se lograba rociando o presurizando soluciones de tiosulfato de oro con hidrógeno (Kerley, 1981).

También fue probada la adición de solución de sulfuro (Deschenes y Ritcey, 1990), también fue probada para recuperación de oro vía reducción.

En general, estas técnicas no son tan efectivas ya que son poco selectivas y tienden a precipitar la mayoría de los metales de la solución así que impiden el reciclado del licor de lixiviación.

3.5 Otras opciones de recuperación

Recuperación con extracción por solventes

Ha sido reportado el uso de el tributilsulfato, (Zhao y otros 1997) y aminas primarias, secundarias y terciarias (Zhao y otros 1998) para la extracción del oro desde soluciones tiosulfatadas

Recuperación vía Electrowinning

La recuperación de iones metálicos de la solución aplicando corriente directa es conocida como electrowinning (electrodeposición). Los iones aurotiosulfato en la solución migrarán al cátodo y forman un depósito metálico (Abrúcese y otros, 1995; McPartland y Bautista, 1999; Woollacott y Eric, 1994). El electrowinning es especialmente problemático en presencia de exceso de cationes no deseados (por ejemplo Cu (I) y Cu (II)) ya que

pueden contaminar el producto metálico. Esto resulta en un producto devaluado requiriendo purificación adicional. Las reacciones colaterales involucrando la oxidación o reducción de tiosulfato pueden también interferir (Aylmore, 2001). Esto disminuye la eficiencia de eletrowining (electrodeposición) ya que incrementan la energía de entrada requerida para recuperar los metales deseados desde la solución. Debido a los abundantes iones tiosulfato y cobre en estos licores, el electrowinning (electrodeposición) no parece ser una opción viable.

La investigación en la recuperación de metales preciosos desde soluciones de tiosulfato amoniacales limitada comparada a los numerosos estudios de lixiviación. Parece ser que la cementación es el método más simple y más confiable para usar a escala industrial seguido por el intercambio iónico usando resinas

Dosificación y costos:

Comparado los costos unitarios de los reactivos lixiviantes, el tiosulfato de amonio es lejos más barato que el cianuro de sodio. Consecuentemente, con un similar o aun más alto consumo de lixivante, la aplicación del tiosulfato para la recuperación de oro para ser económica y competitivamente comparada con la cianuración, aunque habría que analizar el sistema completo para determinar si realmente es más económico que el convencional

Dosis de los reactivos en el proceso con tiosulfato

Existe gran divergencia entre los investigadores de proceso del tiosulfato para lixiviación del oro con respecto a las condiciones adecuadas para el proceso. Sin embargo, después de profundos estudios en el proceso Molleman Dreisinger (2002) sugirieron que la lixiviación de oro preferentemente debía ser realizada a:

- Bajas concentraciones de tiosulfato, en el rango de 0.1 = 12 M.
- Una relación Amonio-tiosulfato de 1 - 2.
- Concentraciones de cobre en el rango de 50 a 100 ppm
- Un pH alcalino, preferentemente 9-10.
- Desde temperatura ambiente a 50°C.

CAPITULO IV

PRUEBAS METALURGICAS DE LIXIVIACIÓN EN BOTELLAS Y COLUMNAS CON TIOSULFATO DE AMONIO Y NaCN.

Se muestra con mayor aplicación practica en pruebas metalúrgicas de lixiviación en botellas y columnas con Cianuro de Sodio y con Tiosulfato de Amonio como agentes lixiviantes, a minerales contaminados con carbón (mineral carbonaceo, proveniente del tajo Seductora de la compañía Minera Aurífera Santa Rosa, Comarsa)

4.1 Pruebas Metalúrgicas con mineral contaminado con carbón, (Tajo Tentadora, botadero sur-Minera Aurífera Santa Rosa)

Se explica con pruebas realizadas en laboratorio comparando la lixiviación con tiosulfato y NaCN, el mineral utilizado es proveniente de un botadero sur del Tajo Tentadora (Minera Aurífera Santa Rosa, Comarsa) con leyes bajas de Au y Ag y un mineral particularmente contaminado con carbón.

4.1.1 Caracterización mineralógica del mineral.

El mineral en estudio tiene una mineralización aurífera (partículas de oro libre muy fino e íntimamente asociados a óxidos de fierro: jarosita, goethita) que esta asociado al material carbonaceo (formación geológica con lutitas carbonosas en capas y lentes de carbón bituminoso). Debido a esto el mineral fue llevado a laboratorios de Lima (SGS) para analizar su contenido de carbón y azufre, elementos que influyen notablemente en la lixiviación del mineral, según el cuadro líneas abajo.

Tabla N° 4.1 Análisis químico de la muestra en estudio

Análisis de laboratorio Químico						
Au gr/Ton	Ag gr/Ton	C_Total %	C_ORG %	Azufre Total %	Azufre SO4= %	Azufre S= %
0,5	5,4	0,46	0,37	0,14	0,1	0,04

4.1.2.- Pruebas iniciales de lixiviación de agitación en botellas

Se realizo un muestreo de mineral en 10 puntos en el botadero sur del tajo Tentadora, estas muestras fueron enviadas a ser analizadas en laboratorio químico de Comarsa en forma individual y en un composito general, con la finalidad de realizar pruebas de lixiviación con tiosulfato y cianuro de sodio, a continuación se muestran los datos de los ensayos.

Tabla N° 4.2 Análisis de Au y Ag (gr/ton) por puntos de la muestra en estudio

Nro Puntos	Cabeza Ensayada	
	Au (gr/Ton)	Ag (gr/Ton)
P-1	0,78	4,12
P-2	1,49	9,22
P-3	0,77	9,31
P-4	0,46	8,33
P-5	0,44	11,18
P-6	0,28	2,45
P-7	0,58	2,84
P-8	0,25	2,84
P-9	0,26	1,86
P-10	0,21	1,96

Condiciones de la prueba de lixiviación en botellas

Se prepararon 03 botellas duplicadas con las siguientes condiciones:

- Peso de la muestra : 500 gr
- Granulometría : 100% - 10M.
- Relación Líquido/Sólido : 2
- pH de operación : 9 a 10
- Regulador de pH : NaOH
- Tiempo de Lixiviación : 24 horas

Condición de los Reactivos:

Tabla N° 4.3 Concentración de los reactivos (gr/l) en la preparación de cada botella

N° Botellas	Tiosulfato de amonio gr/l	Sulfato de Cobre gr/l	Sulfato de Amonio gr/l	Metabisulfito de Sodio gr/l	Cianuro de sodio ppm
1	-----	-----	-----	-----	200
2	74.10	3.99	9.91	14.25	-----
3	-----	-----	-----	-----	200
4	74.10	3.99	9.91	14.25	-----
5	-----	-----	-----	-----	200
6	74.10	3.99	9.91	14.25	-----

Ensayos de cabeza por análisis de Au y Ag

Tabla N° 4.4 Análisis de ley de cabeza, y colas (gr/ton) por cada botella

N° Botella	Muestra Mineral	DOSIFICACION DE REACTIVOS					Cabeza		Residuo	
		Tiosulfato de Amonio (gr)	Sulfato de Amonio (gr)	Sulfato de Cobre (gr)	Metabisulfito de Sodio (gr)	Cianuro de Sodio (ppm)	Ensayada (gr/Ton)		Ensayado (gr/Ton)	
							Au	Ag	Au	Ag
B-1	Composito de					200	0,55	6,01	0,301	3,699
B-2	10 puntos	74,1	9,91	3,99	14,25		0,58	6,11	0,309	3,938
B-3	Punto					200	0,28	2,64	0,206	1,551
B-4	9	74,1	9,91	3,99	14,25		0,24	2,64	0,132	1,432
B-5	Punto					200	0,23	2,76	0,228	2,506
B-6	10	74,1	9,91	3,99	14,25		0,23	2,67	0,129	1,847

Resultados

Tabla N° 4.5 Resultados de las pruebas de lixiviación de agitación en botellas

N° Botella	Muestra Mineral	Cabeza Ensayada (gr/Ton)		Residuo Ensayado (gr/Ton)		Extracción por Sólidos (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
B-1	Composito de	0,55	6,01	0,301	3,699	45,27	38,45
B-2	10 puntos	0,58	6,11	0,309	3,938	46,26	35,56
B-3	Punto	0,28	2,64	0,206	1,551	26,95	41,34
B-4	9	0,24	2,64	0,132	1,432	45,68	45,84
B-5	Punto	0,23	2,76	0,228	2,506	0,89	9,33
B-6	10	0,23	2,67	0,129	1,847	44,40	30,75

4.1.3.-Conclusiones de las pruebas de lixiviación de agitación en botellas. (Según tabla N° 4.5)

- En las botellas 1 y 2 que representa el composito general de los 10 puntos muestreados se han obtenido casi la misma extracción de oro (Au) empleando NaCN y Tiosulfato.

- En las botellas 3, 4, 5, y 6 se han obtenido mayores recuperaciones en Au utilizando el Tiosulfato de Amonio, considerando que el mineral tiene contaminación con carbón
- La botella 10 fue la muestra más contaminada con carbón, y en la cual se ha obtenido mayor recuperación de Au empleando Tiosulfato, respecto la botella 9 que fue lixiviada con NaCN.
- Los resultados son alentadores para poder analizar el proyecto de lixiviación de los botaderos que están dentro de la mina aurífera Santa Rosa "Comarsa", recordando que el mineral es un reactivo no contaminante al medio ambiente.

4.2 Pruebas metalúrgicas realizadas con mineral fino contaminado con carbón (tajo seductora minera comarsa)

4.2.1. Composición mineralogía del mineral en estudio

El mineral en estudio , tiene una granulometría muy fina (mas de 60 % menores a malla 10 ASTM) con apreciables cantidades de ser contaminado con carbón, (aproximadamente 20 000 toneladas de mineral contaminado) la mineralización esta asociados a óxidos de fierro: jarosita, goethita) para esto se muestreo la finalidad era determinar en principio la ley del mineral para luego en función de los resultados de análisis químico realizar una evaluación metalúrgica, concedores de los resultados de leyes de oro y plata reportados por laboratorios químico de Comarsa y laboratorio SGS,

(ver Tabla N° 4.6) se da inicio tratando de evaluar la alternativa de tratamiento para la recuperación del oro con tiosulfato y cianuro de sodio.

Tabla .N° 4.6 Composito químico general de las 11 muestras

Laboratorio Comarsa		Laboratorio SGS						
Au gr/Ton	Ag gr/Ton	Au gr/Ton	Ag gr/Ton	C_Total %	C_Organico %	Azufre Total %	Azufre SO4= %	Azufre S= %
16,98	2,33	11,70	2,20	0,46	0,37	0,14	0,10	0,04

Los resultados en la Tabla N° 4.6 reportados por laboratorios SGS indican que el mineral contiene un alto valor de carbón orgánico (TCM) y una alta ley de Au lo cual nos indica presencia del efecto preg robbing.

A continuación unas ves evaluadas la caracterización mineralogica del mineral, se realiza varias etapas con la finalidad de encontrar el procedimiento metalúrgico adecuado para lixiviación del mineral,

4.2.2. Pruebas de Lixiviación en Botellas con NaCN

1ª Etapa: Las primeras muestras fueron tomadas antes de ser trasladado y almacenado en otras tres zonas del tajo, enviándose muestras tanto a laboratorio químico como a laboratorio externo de SGS reportándonos resultados alentadores, se adjunta la tabla N° 4.6 y N° 4.7 de las respectivas leyes.

Tabla N° 4.7: Leyes de Au y Ag de las 11 muestras puntuales

N° Muestra	Au (gr/Ton)	Ag (gr/Ton)
M-1	2,50	2,44
M-2	11,67	2,56
M-3	10,83	2,56
M-4	9,17	1,63
M-5	15,00	2,79
M-6	14,67	2,79
M-7	16,67	2,56
M-8	25,83	2,79
M-9	19,67	2,79
M-10	13,67	2,79
M-11	6,17	2,56

2ª Etapa: Conociendo estos resultados y teniendo en cuenta su granulometría fina se corrió una prueba de cianuración en columna de 18" de diámetro, realizándose un blending con un mineral de mayor granulometría (100%<4") del Tajo de Seductora Bco. N° 379 (mineral fino de Seductora / mineral Seductora Bco. N° 379: 1/2), a una fuerza de NaCN de 200 ppm y flow Rate de 8 Lt/hr/m², obteniéndose a los 75 días de riego los siguientes resultados: (ver Tabla N° 4.8)

Tabla N° 4.8: Resultados de las prueba de lixiviación en columnas a 75 días de prueba

Columna	Cabeza Ensayada		% Extracción Soluciones		Consumo de Reactivos	
	Au (gr/Ton)	Ag (gr/Ton)	Au %	Ag %	NaCN (Kg/Ton)	CaO (Kg/Ton)
Col-5	3,76	1,91	43,63	24,99	0,834	0,06

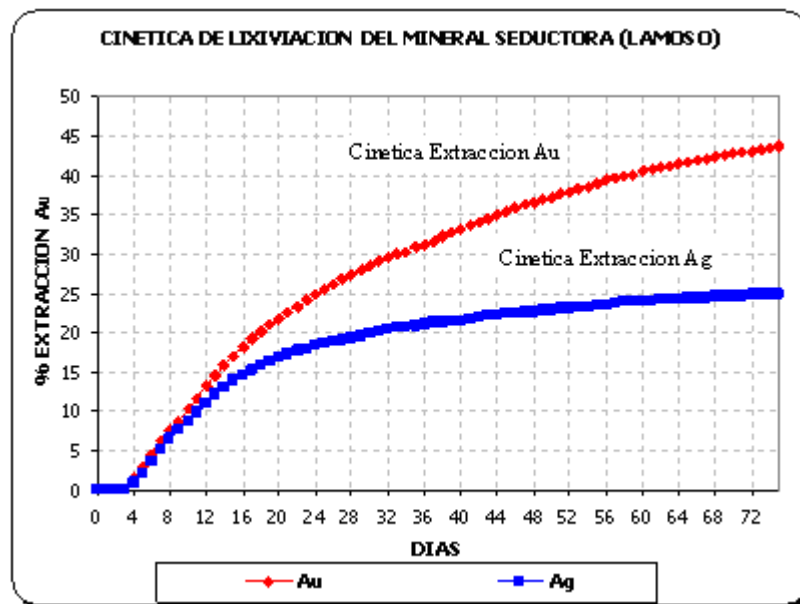


Grafico Nº 4.1. Cinética mostrando el efecto en la recuperación de Au y Ag par el mineral seductora (lamoso)

La cinética muestra resultados alentadores en la cianuración del mineral de las primeras muestras tomadas, a pesar que hay efecto preg robbing en esta prueba de columna, no es muy fuerte debido a la alta ley del mineral

3ª Etapa: Con los resultados obtenidos en la prueba anterior se realizaron dos pruebas en simultáneo simulando un pad piloto con una capacidad de 10 ton. de mineral, realizándose un blending del mineral fino/ mineral de seductora ya lixiviado (ripios) a una relación de 1/1, a una altura de 1.5 metros, esto con la finalidad de reducir el efecto preg robbing y poder tener mayores recuperaciones de Au y Ag que en la prueba anterior. Las muestras evaluadas en esta etapa fueron tomadas del mineral almacenado en el primer depósito (La muestra ya fue trasladada de su lugar inicial y fue diluida) y los resultados se muestran en el siguiente cuadro:

Tabla N° 4.9: Resultados de las prueba de lixiviación

N° Pruebas pilotos	Cabeza Ensayada		% Extracciones Soluciones	
	Au (gr/ton)	Ag (gr/ton)	Au (%)	Ag (%)
1	0,8	1,17	5,1	1,1
2	1,02	0,94	7,2	1,3

Como podemos apreciar en el cuadro adjunto, los resultados de ley de Au y Ag son demasiados bajos, debido que el mineral fue diluido al ser trasladado a este nuevo punto. Por consecuencia en esta prueba no hubo extracciones de Au y Ag aplicando el proceso de lixiviación con CN libre, Debido a que se incrementó el grado de contaminación con carbón en el acarreo hacia el almacenamiento y la ley de Au y Ag es baja por lo cual el efecto preg robbing que produce el carbón es mas fuerte, no respondiendo este mineral al proceso de lixiviación por cianuro en los dos pilotos.

4º Etapa: Por los resultados obtenidos en la tercer etapa y obteniéndose resultados de análisis químico de las muestras de cabeza inferiores a las primeras pruebas, se realizo un muestreo completo y sistemático para determinar las leyes de los tres lugares de almacenamiento de este mineral, a continuación se muestran en detalle en los diagramas siguientes.

Primer Depósito (lateral de poza seductora): Podemos notar relativamente leyes bajas de Au a los resultados de análisis a las primeras muestras tomadas, pero aun interesantes en el caso de ser recuperado en oro. (Grafico N° 4.2)

		A	B	C	D
POZA SEDUCTORA	1	1.36	1.08	1.17	1.07
	2	0.84	1.59	2.03	0.78
	3	1.30	0.85	1.53	1.70
	4	3.98	1.61	1.48	1.72
	5	0.73	1.01	1.04	0.55
	6	0.50	0.78	0.99	0.85
	7	0.62	0.32	0.58	1.10
	8	0.30	0.41	0.48	0.36
	9	3.76	2.22	3.52	1.23
	10	1.25	1.26	0.33	1.06
	11	2.22	3.59	1.31	1.24

Grafico N° 4.2. Plano de las muestras tomadas del parte lateral del depósito de seductora

Segundo Deposito (Botadero Este de Seductora).- En este deposito se pueden apreciar interesantes leyes de oro. (Grafico N° 4.3)

BOTADERO ESTE SEDUCTORA						
F	E	D	C	B	A	
1.68	4.36	3.02	1.52	1.83	2.33	1
2.52	2.52	1.85	1.13	1.02	5.00	2
2.01	2.01	1.68	2.69	1.42	2.25	3
2.35	2.85	3.52	2.69	3.92	2.33	4
3.19	2.35	2.69	2.35	3.92	2.83	5
	3.02	2.85	2.52	3.75	2.58	6
	3.19	2.35	2.35	4.17	4.00	7
		4.03	3.02	4.08	5.00	8
					4.00	9

DESAGUADERO

VIA BOTADERO

Grafico N° 4.3. Plano de las muestras tomadas del botadero este de seductora

5ª Etapa: Para definir la posibilidad de recuperación del oro de este mineral con otro proceso, se realizó un análisis químico del mineral fino de seductora, primer depósito (mezcla de carbón + mineral) determinándose una ley muy baja del carbón relativamente al mineral que lo contiene, dato alentador para iniciar pruebas utilizando otros reactivos. En el cuadro siguiente se muestran los resultados analizados por laboratorio químico:

Tabla N° 4.10: Análisis químico de Au y Ag (gr/ton) por separado

Descripción de la Muestra	Au (gr/Ton)	Ag (gr/Ton)
Mineral sin contaminante	2,41	2,27
Carbón contaminante	0,16	0,91

6ª Etapa: En esta etapa se corrieron tres baterías de pruebas en botella, lixiviando con reactivo tiosulfato de amonio, a una granulometría de 10M, (malla ASTM) dilución L/S: 2/1, (líquido/sólido) la dosificación del reactivo se realizó a una concentración de 0.5M, de manera que fuera el punto de partida para las pruebas posteriores:

4.2.3. Lixiviación con Tiosulfato de Amonio

Una vez desechada la posibilidad de la cianuración convencional con cianuro de sodio, se propone utilizar el agente lixivante de tiosulfato de amonio, para esto se realiza una serie de baterías de pruebas en las cuales irán conduciendo a determinar la concentración de reactivos ideal para una lixiviación a nivel industrial.

4.2.3.1 Pruebas de lixiviación de agitación en botellas

Primera Batería: Se realizó con muestras tomadas de diferentes puntos tomados del primer depósito de mineral fino contaminado con carbón del Tajo de Seductora, en la tabla N° 4.12 se puede apreciar los resultados de la primera batería. Para esta serie de pruebas se tomó como punto inicial concentraciones de Tiosulfato de Amonio: 0.5 M, Sulfato de Amonio: 0.075 M, Sulfato de Cobre: 0.025 M, Bisulfito de Sodio 0.075 M. (para la titulación del Tiosulfato se utilizó todo según procedimiento método volumétrico, Anexo N° 2)

Las pruebas se realizaron con las siguientes condiciones:

- Dilución (Líquido/Sólido) 2/1
- Volumen del Líquido: 1000 mL.
- Granulometría : 100 % (menores a 10 mallas ASTM)
- Peso del mineral : 500 gr
- Tiempo de Lixiviación: 24 Hr.
- pH fue ajustado usando NaOH > 9.0

Tabla N° 4.11.- Tabla de concentración de reactivo por botellas y análisis de cabeza y colas

N° Botella	Mineral	Reactivos				Cabeza		Residuo		Porcentaje	
		Tiosulfato de Amonio (M)	Sulfato de Amonio (M)	Sulfato de Cobre (M)	Metabisulfito de Sodio (M)	Ensayada		Ensayado		Extracción	
						Au (gr/Ton)	Ag (gr/Ton)	Au (gr/Ton)	Ag (gr/Ton)	Au (%)	Ag (%)
Botella-1	B-1	0,5	0,075	0,025	0,075	0,833	0,870	0,439	0,814	47,30	6,44
Botella-2	C-2					2,250	1,778	1,672	0,930	25,69	47,69
Botella-3	A-4					4,750	1,333	1,892	1,163	60,17	12,75
Botella-4	A-9					0,610	1,111	0,490	0,814	19,67	26,73
Botella-5	C-9					0,460	1,111	0,257	0,581	44,13	47,70
Botella-6	A-11					1,417	1,512	0,736	1,168	48,06	22,75
Botella-7	B-11					1,010	1,111	0,676	0,930	33,07	16,29
Botella-8	Comp.					2,250	1,556	1,588	0,930	29,42	40,23

(M) : Equivalencia en molaridad (gr/lit)

Tabla N° 4.12 En el siguiente cuadro se muestra los resultados metalúrgicos de las extracciones calculadas en las pruebas de lixiviación en botellas (ver Anexo 1, 2,3)

N° Botella	Cabeza Ensayada		Residuo Ensayado		% Extracción por Sólidos	
	Au (gr/Ton)	Ag (gr/Ton)	Au (gr/Ton)	Ag (gr/Ton)	Au (%)	Ag (%)
Botella-1	0,83	0,87	0,44	0,81	47,30	6,44
Botella-2	2,25	1,78	1,67	0,93	25,69	47,69
Botella-3	4,75	1,33	1,89	1,16	60,17	12,75
Botella-4	0,61	1,11	0,49	0,81	19,67	26,73
Botella-5	0,46	1,11	0,26	0,58	44,13	47,70
Botella-6	1,42	1,51	0,74	1,17	48,06	22,75
Botella-7	1,01	1,11	0,68	0,93	33,07	16,37
Botella-8	2,25	1,56	1,59	0,93	29,42	40,23

Segunda Batería: Esta batería se ha realizado de un compuesto de mineral de las muestras que tenían leyes más altas de oro del depósito N° 2 de Seductora, al mismo tiempo se probó en forma exploratoria la incidencia del reactivo regulador de pH, el protector del agente lixivante y la extracción de oro que se obtendría con el NaCN. Los resultados se muestran en la Tabla N° 4.14

Se preparo con mineral Fino de Seductora (Deposito 1) un compuesto de altas leyes, 08 botellas con las siguientes condiciones

- Dilución (L/S) : 2/1
- Volumen del Líquido: 1000 mL.
- Granulometría: 100% (-10 Malla, ASTM)
- Peso del mineral: 500 gr
- Tiempo de Lixiviación: 24 Hr
- pH ajustado usando NaOH y CaO (pH> 9)

Tabla N° 4.13 Cuadro de concentración de reactivos, y análisis de leyes de cabeza y cola para la segunda baterías de pruebas metalúrgicas

N° Botella	Reactivos								Leyes de Cabeza		Leyes de Ripios		% Extracción	
	Tiosulfato de Amonio(gr)	Sulfato de Amonio(gr)	Sulfato de Cobre (gr)	Bisulfito (gr)	Metabisulfito (gr)	NaOH (gr)	Cal (gr)	NaCN (ppm)	Au (gr/Ton)	Ag (gr/Ton)	Au (gr/Ton)	Ag (gr/Ton)	Au (%)	Ag (%)
1	74,1	9,91	3,99	14,25	-	Si	-	-	5,167	3,864	1,736	1,030	66,40	73,35
2	74,1	9,91	3,99	14,25	-	-	-	-	5,167	3,523	1,910	1,042	63,04	70,43
3	74,1	9,91	3,99	No	14,25	-	Si	-	5,000	3,636	1,736	1,042	65,28	71,35
4	-	-	-	-	-	-	Si	200	5,000	5,378	3,733	3,750	25,35	30,27

Tabla N° 4.14. Resultados metalúrgicos de la pruebas de lixiviación en botellas de la segunda batería

N° Botella	Regulador de pH	Cabeza Ensayada		Residuo Ensayado		% Extracción por Sólidos	
		Au (gr/Ton)	Ag (gr/Ton)	Au (gr/Ton)	Ag (gr/Ton)	Au (%)	Ag (%)
1	NaOH	5,17	3,86	1,74	1,03	66,40	73,34
2	NaOH	5,17	3,52	1,91	1,04	63,03	70,42
3	Cal	5,00	3,64	1,74	1,04	65,28	71,34
4	Cal	5,00	5,38	3,73	3,75	25,34	30,27

Como hemos visto el material fino con contenido de carbón responde a la lixiviación con tiosulfato.

Tercera Batería: Con los resultados alentadores que se muestran en las tablas anteriores, se programo diseñar una matriz de pruebas con el objetivo de optimizar los consumos de reactivos y optimimizar la máxima extracción de Au y Ag.

Condiciones de las Pruebas en botellas:

- Dilución L/S : 2/1
- Volumen del Liquido: 1000 ml
- Granulometría: 100 % (menores a malla 10 ASTM)

- Peso del mineral: 500 gr
- Tiempo de lixiviación: 24 Hr
- pH fue ajustado usando NaOH > 9.00

Condición de los reactivos: los datos de la condición de los reactivos están en la equivalencia química de Molaridad (Mol/litro) (Tabla N° 4.15)

Tabla N° 4.15. Condiciones de pH y concentración de reactivos para la prueba de lixiviación de agitación en botellas

Prueba	Condiciones de la Prueba				
	pH	Tiosulfato de Amonio (M)	Sulfato de Cobre (M)	Sulfato Amonio (M)	Metabisulfito de Sodio (M)
B-1	>9,5	0,44	----	----	----
B-2	>9,5	0,44	0,1	0,1	----
B-3	>9,5	0,44	0,05	0,1	0,1
B-4	>9,5	0,44	0,1	0,1	----
B-5	7 >pH>8	0,44	0,05	0,1	0,1
B-6	8 >pH>9	0,44	0,05	0,1	0,025

(*) M : Mol/litro

Resultados de las pruebas de lixiviación de agitación en botellas:

Los resultados de las pruebas de lixiviación de agitación en botellas con Tiosulfato de Amonio se dan en la tabla N° 4.16, obteniéndose alentadores resultados sobre todo en la botella N° 6. (Ver Anexo N° 3).

Tabla N° 4.16. Resultados de las pruebas de lixiviación de agitación por botellas (tercera batería)

N° Prueba	Ley de cabeza calculada		Ext. Por Cabeza Calculada	
	Au (gr/Ton)	Ag (gr/Ton)	Au (%)	Ag (%)
B-1	2,649	1,266	56,37	45,52
B-2	2,752	1,247	71,95	45,30
B-3	2,708	1,255	68,94	46,86
B-4	2,821	1,243	69,94	46,36
B-5	2,866	1,521	73,83	33,53
B-6	3,062	1,530	75,83	34,64

Consumo de Reactivos:

Los resultados del consumo de reactivos (en unidades de Kg/Ton) en las pruebas de lixiviación por agitación en botellas se da a continuación siendo el pH regulador de 8 a 9 (tabla N° 4.17).

Tabla N° 4.17. Resultados del consumo de reactivos en la prueba de lixiviación en botellas (tercera batería)

N° Prueba	Consumo de Reactivos (Kg/Ton)			
	Tiosulfato de amonio	Sulfato de Cobre	Sulfato de Amonio	Metabisulfito de Sodio
B-1	7,41	-----	-----	-----
B-2	31,87	4,68	3,87	-----
B-3	22,23	1,63	2,70	3,89
B-4	62,25	9,14	7,57	-----
B-5	5,93	0,44	0,72	1,04
B-6	7,41	0,54	0,90	0,32

4.2.3.2 Pruebas de Lixiviación en Columnas

Siendo factible la lixiviación con tiosulfato de amonio en pruebas de lixiviación en botellas, y con las concentraciones adecuadas, se procede a realizar pruebas de lixiviación en columnas (Ver procedimientos de prueba de lixiviación en columnas: Anexo 1) con los siguientes parámetros:

Concentración de Reactivos:

Tiosulfato de Amonio: 0,44 M (M: Mol/litro)

Sulfato de Cobre: 0,05 M (M: Mol/litro)

Metabisulfito: 0,15 M (M: Mol/litro)

Sulfato de Amonio: 0,1 M (M: Mol/litro)

Resultados:

Según los resultados de las pruebas de lixiviación en columnas (Ver Anexo 4) que a 43 días de lixiviación con un blending de 2/1 (tajo seductora/ripios tajo tentadora) se obtuvo una extracción de 78% de Au: (ver tabla N° 4.18)

Tabla N° 4.18. Resumen del cuadro de extracción de Au y Ag con Tiosulfato de Amonio, prueba de lixiviación encolumnas (ver Anexo N° 4)

Columna	Muestra	Cabeza Ensayada		Extracción por Soluciones	
		Au (gr/Ton)	Ag (gr/Ton)	Au (%)	Ag (%)
1	Blending Finos/ripios(2/1)	1,34	1,29	78	16,29

Los parámetros de la prueba de cianuración en columna fueron de 12" pulg. de diámetro con un flow rate de 5 lt/hr-m²

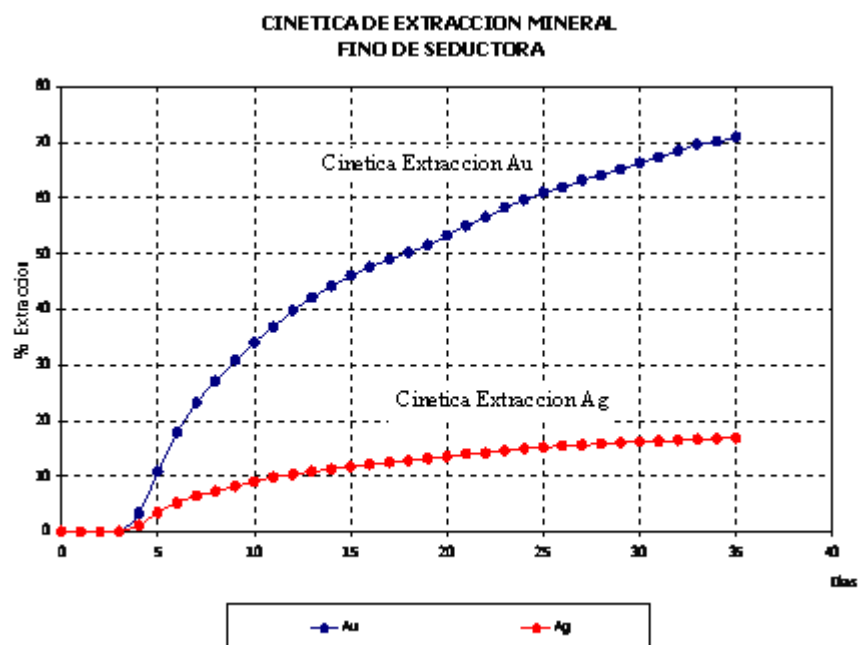


Gráfico n° 4.3.- Cinética de Extracción de Au y Ag en pruebas de cianuración en columnas del mineral fino de seductora.

Se adjunta el grafico de la cinética de extracción de Au y Ag con el Thiosulfato: (figura N° 4.3)

Como se puede ver en los gráficos la extracción de Au y Ag con Tiosulfato si es accesible para minerales con contenido de carbón fino,

4.3.-Equipos y Diagrama para la planta de recuperación de oro (Au) con Tiosulfato de Amonio

Se ha considerado los consumos de reactivos de acuerdo a las pruebas metalúrgicas en botellas y en columnas. (Tabla N° 4.19)

Tabla N° 4.19: Cuadro del consumo de reactivos en la lixiviación con tiosulfato de amonio

Consumo de Reactivos (Kg/Ton mineral)					
Tiosulfato de Amonio (Kg/Ton)	Sulfato de Cobre (Kg/Ton)	Sulfato de Amonio (Kg/Ton)	Metabisulfito Sodio (Kg/Ton)	NaOH (Kg/Ton)	Cu electrolítico (Kg Cu/dia)
7,41	0,54	0,9	0,32	0,5	61,97

Data de operación metalúrgica de la lixiviación en pads con tiosulfato de Amonio

Se va a considerar los siguientes parámetros para el tratamiento metalúrgico del mineral fino contaminado con carbón

Tonelaje a tratar: 16600 ton/mes

Ley de cabeza del mineral: 2.35 gr Au/Ton

Fuerza de Riego: 5 lt/hr* m²

Altura de la Pila de lixiviación: 8 mts.

Área de riego: 100 m X 21 m.

Densidad del blending: 1.3 -1.4 ton/m³

Recuperación Au : 70 %

Área a regar: 2100 m²

Tonelaje: 1.4 Ton/m³ X (2100m² X 8 m) = 23520 Ton.

Cantidad de Oro a recuperar:

0.7 X 16600 Ton X 2.35 gr Au/Ton = 29747,2 gr = 956,39 Onz.

Cantidad de Solución a regar:

5 lt / hr*m² * (24 hr / dia)x (1 m³ / 1000 L) x 2100 m² = 252 m³/dia, 10.5 m³/hr.

Evaporación: 3 %

Cantidad de Solución Pregnant a Obtener:

252 m³/dia (100-3)% X100% Recup. Sol.= 244,44 m³/dia = 10,2 m³/hora

Volumen de Solución par un tiempo de residencia de 10 min:

Vsol = 10,2 m³/hr * (1hr/60min)* 10 min + 10% = 1.9 m³

Considerando 1 Tk de Agitación el Volumen de Solución para cada

Tanque:

Vsol= 1.9 m³/0.95 = 2 m³ (diámetro =altura = 1.36 mts)

Consideraciones:

Recuperación de Au por día: 29747,2gr Au mes/30 día = 991,573 gr Au /día

Ley de Solución: 4,06 ppm

Consumo de Cu electrolítico:

0,254 gr Cu/lt = 253,53 gr Cu/m³ X 244.44m³/dia = 61,97 Kg Cu/dia.

W Cu = 61973,33 gr Cu/dia

$W_{Au} = 991,57 \text{ gr Au/día}$

Porcentaje de Sólidos:

35 % sólidos $W_{H_2SO_4} = 134924,8 \text{ gr H}_2\text{SO}_4$

$Vol_{H_2SO_4} = 74,96 \text{ lt H}_2\text{SO}_4$

$Vol_{Sólidos} = 29.98 \text{ lts}$

$Vol_{pulpa} = V_{H_2SO_4} + V_{sólidos} = 104,94 \text{ lts}$

$V_{tk} = V_{pulpa}/0,95 = 110,46 \text{ lts}$ (Volumen para precipitado de un día)

$V_{tk} = 0.77\text{m}^3$ (considerando el precipitado para 7 días)

Descripción del proceso metalúrgico de lixiviación con Tiosulfato

El Tanque de preparación de reactivos servirá para preparar la solución lixivante a pH 9.5 -10.0 en este tanque se mezclaran el tiosulfato de Amonio, Sulfato de Cobre, Sulfato de Amonio, Metabisulfito de Sodio, Hidróxido de Sodio, esta solución será bombeada hacia el pad de lixiviación (Mineral fino carbonoso de alta ley), la solución pregnant de percolación con contenidos de Au (Complejo $Au(S_2O_3)_2$) será bombeada al tanque de precipitación con polvo de cobre, en este tanque se colectara el precipitado de Au, el cual será fundido para obtener la barra de Dore(Au + Ag), lixiviar este mineral carbonaceo de alta ley con cianuro no es factible debido al efecto Preg Robbing que produce la materia carbonacea al atrapar el complejo aurocianuro. (Ver el diagrama de flujo del Anexo N° 5)

Utilizando la tecnología de lixiviación con tiosulfato obtendremos una extracción de Au de alrededor de 60% como mínimo lo cual nos permitirá recuperar de un total de 16,600 tn de mineral con una ley promedio de 2.56 gr/tn Au (Mineral fino de L Tajo Seductora) la cantidad de 1366.4 onzas de oro adicional a la producción mensual.

En general lixiviar este mineral nos permitirá obtener una ganancia 200% mayor a la inversión presupuestada para la realización de este proyecto, además de optimizar un proceso alternativo para lixiviar mineral carbonaceo de alta ley para el futuro.

4.4.- Costos de materiales e Insumos Químicos

En el arranque del proyecto los gastos de materiales, reactivos y energía es de \$ 390664.

El consumo de Tiosulfato de amonio de 123 Ton es en el primer mes de arranque US\$ 79 953,9.

A partir del segundo mes el consumo de los reactivos es de US\$ 48 916

Precio de la Onza de Au: 800 US\$.

Costos de operación por mes : 267 710 US\$

La ganancia seria de 497 405 US\$

Lo que se recuperaría en 0,6 meses.

COSTOS DE MATERIALES E INSUMOS QUIMICOS

EQUIPOS Y MATERIALES

ITEM	OBSERVACIONES	UNIDAD	CANTIDAD	COSTOS	US \$
1	Tanque de agitacion y precipitacion 1.4 de diametro x 1.4 de altura espesor 1/4"	UNID.	1	35000	\$35.000
2	Tanque de preparaci3n de reactivos	UNID.	1	27000	\$27.000
3	Tanque barren y dosificaci3n de reactivo de 3.2 de diametro x 3.2 de altura	UNID.	1	35000	\$35.000
4	Bomba dosificadora de reactivos HP	UNID.	1	25000	\$25.000
5	Bomba Horizontal Pregnant	UNID.	1	40000	\$40.000
6	Tuberia	MTS.			\$0
7	sistema de riego por Goteo				\$0
				TOTAL	\$162.000

INSUMOS Y REACTIVOS

ITEM	OBSERVACIONES	UNIDAD	CANTIDAD	US \$ / TM	US \$
1	Thiosulfato de amonio	TON	123	\$650	\$79.954
2	Sulfato de Cobre	TON	8,96	\$2.200	\$19.721
3	Sulfato de Amonio	TON	14,94	\$358	\$5.349
4	Metabisulfito de sodio	TON	5,31		\$0
5	NaOH	KG.	8,30	\$611	\$5.069
6	Acido Sulfurico	KG.		\$250	
7	Cobre electrolitico	UNID.	1,86	\$10.100	\$18.778
				TOTAL	128.870

ENERGIA ELECTRICA Kw

Precio de kw 0,232

	kw/h	kw/ mes	US \$
Bomba Goulds 350 HP	258	185760	43096,32
2 Bombas de 25 HP	37	26640	6180,48
4 Agitadores	45	32400	7516,80
		TOTAL	56.794

OBRAS CIVILES

	US \$
Plataforma de tanques	3.000

HIDROGEOLOGO

	US \$
Estudio del hidrogeologo	40.000

CAPITULO V

CONCLUSIONES

El proceso con tiosulfato de amonio es un método prometedor para la recuperación de metales preciosos de menas auríferas difíciles de tratar. Puesto que el carbón activado no adsorbe los complejos de tiosulfato de metales preciosos, el tratamiento directo de minerales carbonáceos es posible con el Tiosulfato de Amonio.

Como se vio en las pruebas metalúrgicas se da por conclusión que: el Tiosulfato de Amonio es el lixivante de oro de minerales contaminados con carbón, el catalizador del tiosulfato es el Sulfato de Cobre, el regulador del pH es el Hidróxido de Amonio o Hidróxido de Sodio, el protector del agente lixivante es el Bisulfito de Sodio y el Cu metálico es para la precipitación del Au de la soluciones enriquecidas.

Así mismo en vista que la química de lixiviación utilizando Tiosulfato de Amonio es compleja, en una clara desventaja frente a la lixiviación con NaCN, aun falta afinar ciertas interrogantes para su posterior desarrollo industrial. Como por ejemplo la recuperación del Au en las soluciones

pregnants, aunque con la precipitación con cobre electrolítico es una buena alternativa.

Un número de investigadores ha reportado que las condiciones óptimas de lixiviación tienden a ser específicas para el mineral, sugiriendo dificultades obvias en operaciones continuas con alimentación variable. Muchos estudios en esta área han alcanzado una buena recuperación del metal y altas velocidades de lixiviación, pero a expensas de condiciones de lixiviación y de adiciones de reactivo no realistas.

Un nuevo enfoque a la lixiviación con tiosulfato ha sido recientemente desarrollado por Zhang et al (2005). El nuevo sistema de lixiviación consiste en una solución de tiosulfato que contiene una pequeña cantidad de tiourea para mejorar la reacción media de oxidación de oro y el complejo EDTA férrico como oxidante. Mientras el complejo EDTA férrico es efectivo en la oxidación de oro, este no parece oxidar significativamente al tiosulfato (a diferencia del cobre (II)). Adicionalmente el complejo EDTA ferroso es rápidamente reoxidado a complejo férrico por el oxígeno disuelto. El proceso elimina cobre y amoníaco. Resultados a la fecha en muestras de mineral oxidado demuestran que el proceso es más fuerte que el sistema tiosulfato/cobre/amoniaco, y con reducido consumo de tiosulfato.

La recuperación de oro de soluciones lixiviadas con tiosulfato fue discutida por Wan, Le Vier y Miller (1993). Los procesos discutidos y reportados en el artículo técnico incluyeron:

- Cementación sobre cobre- regularmente efectiva pero costosa.
- Cementación sobre zinc- regularmente efectiva pero zinc adicional es consumido por la cementación del cobre también presente en el licor de lixiviación. .
- Adsorción sobre carbón activado- se encontró que el carbón adsorbía oro débilmente de soluciones de tiosulfato, pero mejoró añadiendo cianuro.
- Intercambio iónico - es tal vez el método de recuperación con mayores posibilidades de aplicación industrial.

Un trabajo más reciente usando resinas de intercambio iónico realizado por O'Malley (2002) y Nicol y O'Malley (2001) demostró que el tiosulfato de oro podría ser recuperado de soluciones de tiosulfato con resinas de naturaleza fuerte, aunque los cargados de oro fueron seriamente degradados en presencia de tri y tetracionatos. Un simple proceso de elusión fue desarrollado por los autores involucrando la remoción de cobre con un eluante amoniacal, seguido por la remoción de oro con una solución de nitrato de potasio.

La cementación y el intercambio iónico con resinas parecen ser las mejores alternativas para la recuperación de metales preciosos en solución.

Muchos problemas necesitan ser resueltos antes que el proceso con tiosulfato de amonio pueda ser usado exitosamente en la industria. Es necesario el conocimiento más detallado de la química de lixiviación

La lixiviación con tiosulfato de amonio es lenta, aunque la presencia de iones cobre en solución acelera la disolución de metales preciosos.

El tiosulfato no es estable termodinámicamente y a la descomposición del ligante no solo se incrementa el costo de operación sino también conduce a la deposición de sulfuros lo cual puede causar una pérdida en la recuperación del metal precioso.

El efecto de la oxidación del cobre se incrementa grandemente con la presencia de oxígeno en las soluciones.

Futuras investigaciones deben realizarse con el tiosulfato de amonio para:

Entender los diagramas de fase y las condiciones de control oxidación de oro y tiosulfato para minimizar la concentración reactivo y su descomposición.

- Entender por que la extracción de oro varía con los diferentes tipos de minerales.

- Entender el efecto en la extracción y recuperación de plata.
- Determinar la influencia del tamaño de particular en la lixiviación de minerales auríferos
- Examinar minerales particulares "preg-rob" de oro o cobre, efecto del Eh/pH, u otras causas que originan la precipitación de oro y cobre en solución.
- Examinar medios de remoción o descomposición de politionatos sin afectar al tiosulfato.
- Optimizar la carga de oro y plata en resinas, o modificar la resina para minimizar la adsorción de politionato.
- Examinar métodos alternativos de recuperación de oro desde soluciones eluentes.

BIBLIOGRAFÍA

1. W. Stauton, G Wardell-Johnson & K. Barbeti. **Alternative Lixiviants to cyanide in Gold Processing**. GOLD SHORT COURSE 2005, Calgary Alberta 2005.
2. Jiang Tao, Chen Ji and Xu Shi. **A Kinetic Study of Gold Leaching with Thiosulfate**, HIDROMETALLURGY: Fundamentals, Technology and Innovation, China pag 119-126. 1993
3. Jan D. Miller **Research ad Development Activities for the Recovery of Gold from Noncyanide Solutins**. HIDROMETALLURGY: Fundamentals, Technology and Innovation, pag. 415-436 USA 1993.
4. P.L Breuer, M I Jeffrey. **The Reduction of Copper (II) and the Oxidation of Thiosulfate ad Oxysulfur Anions in Gold Leaching Solutions**. EL SEVIER JOURNAL: HIDROMETALLURGY 70 (2003) 163-173
5. Larry A. Cramer. **Recent Trends in Base Metal and Precious Metal Processing**. XXII International Mineral Processing Congress. South Africa, pag 156-157 2003.
6. P. Navarro, R. Alvarez, C. Vargas, F.J Alguacil. **On the use of Zinc for Gold Cementation from Ammoniacal-Thiosulphate Solutions**. EL SEVIER JOURNAL: MINERALS ENGINEERING 17 (2004) 825-831
7. Andrew C. Grosse, W. Dicoski, Matthew J Shaw, Paul R. Haddad. **Leaching and Recovery of Gold Using Ammoniacal Thiosulfate Leach Liquors (A Review)** EL SEVIER JOURNAL HYDROMETALLURGY 69(2003) 1-21.
8. C.A Flemming J. McMullen. K.G Thomas, J.A Wells. **Recent Advance in the Development of an Alternative to the Cyanidation Process: Thiosulfate Leaching and Resin in Pulp**. Minerals & Metallurgical Processing Vol. 20 N^o1 USA Febrero, 2003
9. Honggunag Zhang, David B. Dreisinger. **The Recovery of Gold from Ammoniacal Thiosulfate Solutions Containing Copper Using Ion Exchange Resin Colums**. EL SEVIER JOURNAL HYDROMETALLURGY 72(2004) 225-234.

10. G. Senanayake. **Gold Leaching in Non-Cyanide Lixiviant Systems: Critical Issues on Fundamentals and Applications.** EL SEVIER JOURNAL: MINERALS ENGINEERING 17 (2004) 785-801.
11. Stephen Gos, Andreas Rubo. **The Relevance of Alternative Lixiviants with Regard to Technical Aspects, Work Safety and Environmental Safety.** SOURCE: www.cyplus.com 2001.
12. D.M Muir y M.G Aylmore. **Thiosulphate as an Alternative to Cyanide for Gold Processing- Issues and Impediments.** JOURNAL: Mineral Processing and Extractive Metallurgy (Trans. Inst Min Metall C) March 2004, Vol. 113.
13. Pragna Bhakta. **Ammonium Thiosulfate Heap Leaching. Hydrometallurgy** 2003- Fith International Conference in Honor of Professor Ian Ritchie. Vol I: Leaching and Solution Purification. Agosto 2003.
14. Xianwen Dai, Chee Keng Chu, Matthew Jeffrey Paul Breuer **A Comparison of Cyanide and Thiosulfate Leaching for the Recovery of Gold From a Copper Containing Ore.** Hdrometallurgy 2003.
15. Jun Li; Jan D. Miller, Rong Yu Wan y Marc Le Vier. **The Ammoniacal Thiosulfate System for Precious Metal Recovery.** Proceedings of the XIX International Mineral Processing Congress. 1995
16. J. Brent Hinskey, Jaeheon. **Kinetics of Gold Cementation on Copper in Ammoniacal Thiosulfate Solutions.** EL SEVIER JOURNAL: HYDROMETALLURGY 69(2003) 45-56.
17. P. Navarro, C. Vargas A. Villarroel, F.J. Alguacil. **On the Use of ammoniacal/ammonium thiosulphate for Gold Extraction from a concentrate.** SEVIER JOURNAL: HYDROMETALLURGY 65(2002) 37-42..
18. P. Navarro D., A. Villarroel P., Alguacil P. **Lixiviación de Oro con Tiosulfato de amonio catalizado con ion cúprico desde un concentrado polimetálico.** Jornadas SAM. CONAMET, Setiembre, 2001.
19. Edmundo Alfaro, Jean Frenay. **On the Use of Ion Exchange Resins for Adsorption of Gold from Ammoniacal Thiosulfate Solutions.** Pontificia Universidad Catholic del Peru- University of Liege. 2002.
20. Gamini Senanayake. **Gold Leaching by Thiosulphate Solutions: A Critical Review on Cooper (II) – Thiosulphate- Oxygen**

Interactions. EL SEVIER JOURNAL: MINERALS ENGINEERING (2005).

21. C. Van Wensveen y M. J Nicol. **The Kinetics of the Copper-Catalysed Oxidation of Thiosulphate in Ammoniacal Solutions.** Treatment of Gold Ores 44th. Annual Conference of Metallurgist of Canadian Institute of Mining. Aug, 2005.
22. D. Feng y S.J.S Van Deventer. **Thiosulfate Descomposition in the Presence of Sulfides.** Treatment of Gold Ores. 44th Annual Conference of Metallurgist of Canadian Institute of Mining. Aug 2005.
23. N. Ahern y D.B. Dreisinger. **Solutions Chemistry of Trithionate with Relevance to Gold Leaching by Thiosulfate: A review.** Treatment of Gold Ores 44th Annual Conference of Metallurgist of Canadian Institute o Mining Aug, 2005.
24. Edmundo Alfaro, Jean Frenay, Didier Michel. **Leaching of gold ores with Thiosulfate: Solution Chemistry.** XXVII Convención Minera. Agosto 2005.

ANEXOS

Anexo1

Procedimientos para las pruebas de cianuración en columnas con tiosulfato de amonio

I. OBJETIVOS:

- a) Determinar el porcentaje y la cinética de extracción del mineral.
- b) Determinar la factibilidad de lixiviación con tiosulfato de un mineral carbonaceo para un posterior escalamiento a nivel piloto.
- c) Determinar el consumo de reactivos.

II. RESPONSABLES:

- a) Supervisor (Coordinar y verificar trabajo acorde con procedimiento y uso de EPP).
- b) Operadores de Laboratorio Metalúrgico (Cumplir: con el procedimiento, con normas de calidad, de seguridad y medio ambiente).

III. NORMAS DE SEGURIDAD:

- a) EPP básico (Lentes de seguridad, antiparras, guantes de jebe y cuero, zapatos de seguridad, ropa de trabajo o mameluco, respirador de media cara con filtro para gases y polvo, casco de seguridad).
- b) Conocimiento del MSDS de sustancias tóxicas (Tiosulfato de Amonio, Formaldehído, Ácido Acético, Sulfato de Zinc, Hidróxido de sodio, Fenolftaleina y Almidón).

IV. PROCEDIMIENTO:

a) RESUMEN:

La prueba de lixiviación en columna, es posterior a la prueba en botellas. Ésta nos determinará los parámetros y variables que favorecen la lixiviación. Estos parámetros nos servirán para desarrollar las pruebas en pad piloto.

b) MATERIALES Y REACTIVOS:

MATERIALES:

- Columnas de HDPE, bombas peristálticas, palas, matraz erlenmeyer, bureta ámbar, pH metro, baldes, liner, pipetas, balanza, dispensadores de 5 y 10 ml, frascos de polietileno

de 1000 ml, tubos de ensayo y gradillas.

REACTIVOS:

- Tiosulfato de amonio
- Sulfato de cobre
- Sulfato de amonio
- Metabisulfito de sodio
- Hidróxido de sodio
- Iodo 0.1N
- Formaldehído al 37%
- Ácido acético 2N
- Sulfato de Zinc 50g/L
- Hidróxido de sodio 1N
- Fenolftaleína al 4%
- Almidón.

PROCEDIMIENTO:**PREPARACIÓN DE LA MUESTRA:**

- Calcular la cantidad de mineral a ensayar por columna (el volumen de la columna por la densidad aparente del mineral nos da los kilos de mineral para la columna).
- Homogenizar la muestra (forme un cono con la muestra. Con ayuda de una pala lleve el mineral a otro lado formando un nuevo cono, colocando el mineral al centro del nuevo cono una y otra vez, repita este paso cinco veces).
- Luego divida en cuatro partes iguales, tome los lados opuestos de este cono y forme un nuevo cono, cuide de no mezclar con el resto, repita este paso un mínimo de siete veces (este número de homogenizaciones dependerá de la cantidad de mineral a tratar).
- Terminado de homogenizar, proceda a cuartear la muestra en partes iguales (4, 6, 8 etc.) de acuerdo al número de columnas a ensayar. Colecte la cantidad necesaria para cada columna (tome siempre de los frentes opuestos). Colecte también una muestra para análisis de cabeza, para análisis de malla y humedad.

ACONDICIONAMIENTO:

- Pesar la muestra en la balanza y cargarlo a la columna, tener cuidado de que no segregue el mineral
- Determinar la humedad del mineral.
- Determinar el ratio de cal (de acuerdo al pH del mineral).

- Calcular el flujo de riego y el volumen.

CONTROL DE LA PRUEBA:

- Después de acondicionar y cargar la columna, se procede a regar. Es necesario ajustar el flujo de riego en la bomba peristáltica.
- El control se llevará a cabo cada 24 horas.
- Se determina el volumen de solución percolada.
- Se colecta una muestra de 1000 ml de solución rica para análisis de oro. Esto hasta que la ley de oro sea menor a 0.03 ppm.
- Se colecta 25 ml de solución rica para análisis de oro y plata por absorción atómica, también, coleccionar 10 ml de solución para la determinación del Ion tiosulfato.
- Medir el pH de la solución percolada

DESCARGA:

- Al término del ciclo de lixiviación se deja drenando la columna durante uno o dos días (hasta que termine).
- Se procede a lavar con una solución alcalina (se considera el mismo volumen y flujo usado con la solución de cianuro). Se sigue percolando hasta que la solución no reporte oro y plata, también hasta que baje considerablemente la concentración de ion tiosulfato.
- Se deja drenando durante uno o dos días.
- Después, se procede a descargar la columna sobre un Liner y se deja orear por 4 ó 5 horas (que este seco).
- Se procede a homogenizar y cuartejar para obtener una muestra representativa. Esta servirá para hallar la ley en el residuo, también para el análisis de malla valorada.

TABULACIÓN DE DATOS:

- **Humedad de saturación:**
gr. de agua = [gr. mineral húmedo (1-%humedad mineral)/(1-%humedad saturación)] – [gr mineral húmedo]
- Flujo de Riego (F_R):
Densidad de riego: D_r ($lt / h-m^2$)
Diámetro columna: D_m
Altura columna: H
 $F_R = D_r \times 3.1416 \times (D_m/2)^2 \times (1000/60)$ ($ml-h / min.-lt$)

- Volumen de Riego:
 $V_R = F_R \times 24 \text{ h}$
- Cianuro Libre: (Por titulación con AgNO_3 Ver procedimiento EPGP004LM)
 $\text{NaCN}_{(\text{ppm})} = [V_{\text{AgNO}_3}(\text{ml}) \times C_{\text{AgNO}_3}(\text{gr/lit}) \times 577] / [V_{\text{aliquota}}(\text{ml})]$

CONTROL DE CALIDAD:

El paso de homogenizado y cuarteado de la muestra deberá ser realizado bajo la supervisión del líder del grupo. Cuide de no contaminar la muestra.

Anexo 2.

Procedimiento para determinar el Tiosulfato de Amonio- Método Volumétrico

I. Objetivos:

Determinar el ión tiosulfato en una solución por el método iodométrico

II. Responsables:

- a) Supervisor (Coordinar y verificar trabajo acorde con procedimiento y uso de EPP).
- b) Operadores de Laboratorio Metalúrgico (Cumplir: con el procedimiento, con normas de calidad y de seguridad).

III. Normas de seguridad:

- a) EPP básico (Lentes de seguridad, guantes de jebe, zapatos de seguridad, ropa de trabajo o mameluco, respirador de media cara con filtro para gases y polvo, casco de seguridad).
- b) Conocimiento del MSDS (Tiosulfato de Amonio, Formaldehído, Ácido Acético, Sulfato de Zinc, Hidróxido de sodio, Fenoltaleina y Almidón).

IV. Procedimiento:

Resumen:

- El ión tiosulfato tiende a descomponerse en trionato y tetrionato por lo que se debe de titular a la brevedad.
- Trabajar bajo campana extractora durante la adición de reactivos a la muestra.

Materiales y reactivos:

Materiales:

- Matraz erlenmeyer de 250ml
- Bureta ámbar de 50ml
- Pipetas de 3 ml
- Dispensadores de 5 y 10ml
- Espátula

Reactivos:

- Iodo 0.1N
- Formaldehído al 37%
- Ácido acético 2N
- Sulfato de Zinc 50g/L
- Hidróxido de sodio 1N
- Fenolftaleína al 4%
- Almidón .

Procedimiento:

Tratamiento de la muestra:

- Pipetear 3.00 ml y llevarlo a un erlenmeyer de 250-ml.
- Adicionar 5 ml de solución de formaldehído a 37%.
- Adicionar 2 a 3 gotas del indicador de fenolftaleína.
 - a. Si la solución es Rosado, titular con ácido sulfúrico 1.0 N hasta incolora.
 - b. Si la solución es incolora, titular con hidróxido de sodio 1.0 N hasta quedar ligeramente rosado.
- Dejar la solución reposar por dos minutos.
- Adicionar 10 ml de ácido acético 2.0 N.
- Adicionar 5 ml de sulfato de zinc 50 g/L.

Titulación:

- Adicionar el indicador de almidón a la muestra.
- Titular con Iodo estándar a 0.1N hasta obtener la coloración azul o negra.

Cálculos:

Tiosulfato de amonio g/L:

$$(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3 \text{ g/L} = \frac{(\text{Gasto de Iodo})(\text{Conc. Iodo})[\text{Eq-g } (\text{NH}_4)_2(\text{S}_2\text{O}_3)]}{(\text{Muestra ml})}$$

$$(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3 \text{ g/L} = \frac{(\text{Gasto de Iodo})(0.1\text{N})(148.21)}{(3.00)} = \dots A$$

Ión Tiosulfato de amonio g/L:

$$\text{S}_2\text{O}_3^{=} \text{ g/L} = A \cdot 0.76$$

Anexo 3

Reporte de Pruebas de lixiviación de agitación en botellas

REPORTE DE LABORATORIO METALURGICO

MUESTRA No.	PRUEBA No.	1	DESCRIPCION	Botella 01												
LIXIVIACION CON TIOSULFATO DE AMONIO EN BOTELLA - MINERAL FINO SEDUCTORA 100% - 10m																
PRODUCTO	PESO	ENSAYES g/t			EXTRACCION %											
	kg	Au	Ag	mg Au	Au											
CABEZA ENSAYADA	1,500	2,28	1,25	3,42												
RESIDUO ENSAYADO		1,16	0,69		49,3	44,8										
* CABEZA CALCULADA		2,28	1,12													
RESIDUO ENSAYAD		1,16	0,69		49,2	38,5										
DETALLES EXPERIMENTALES																
PRUEBA	CONDICIONES INICIALES								CONDICIONES FINALES							
	PESO Kg	VOL L	L/S	Thio g	CuSO4 g	Sulf. A g	Metabi g	pH inicial	pH Final	Thio Reman	CONSUMO Kg/t					
Condiciones de Prueba	1,500	2,250	1,50	244,55	0,00	0,00	0,00	9,39	9,23	0,23	0,24	0,56	7,44	0,00	0,00	0,00
CONTROL DE LA PRUEBA																
PROCEDIMIENTO	Tiempo Horas	pH	Iodo ml	Tiosulfato		CuSO4 g	Sulf. A g	Metabi g	Ensayos Matriz Tiosulfato		Ensayos Matriz Cianurado		Extraccion %			
				Rema g	Agre g				Agre g	Agre g	Au ppm	Ag ppm	Au ppm	Ag ppm	Au	Ag
pH natural	0	9,39	22,00	244,55	244,55	0,00	0,00	0,00					0,00	0,00		
Acondicionamiento de pH > 9.5	2	9,18	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,19	0,23			12,50	27,60		
	4	9,17	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,25	0,25			16,45	30,00		
Concentración de Tiosulfato : 0.44 M	8	9,18	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,29	0,25			18,82	30,00		
	24	9,34	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,36	0,30			23,68	36,12		
NaOH: 6.70 g	48	9,23	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,56	0,31			36,84	37,20		
	72	9,23	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,61	0,26			40,35	31,54		
	96	9,01	21,00	233,43	11,12	0,00	0,00	0,00	0,75	0,29			49,12	34,59		
Condiciones finales de Prueba				244,55	0,00	0,00	0,00									
COMENTARIOS																
<p style="text-align: center;">CINETICA DE EXTRACCION DE Au</p>																

REPORTE DE LABORATORIO METALURGICO

MUESTRA No.		PRUEBA No.	3	DESCRIPCION	Botella 03									
LIXIVIACION CON TIOSULFATO DE AMONIO EN BOTELLA - MINERAL FINO SEDUCTORA 100% - 10m														
PRODUCTO	PESO	ENSAYES g/t			EXTRACCION %									
	kg	Au	Ag	mg Au	Au									
CABEZA ENSAYADA	1,500	2,20	1,28	3,29										
RESIDUO ENSAYADO		0,84	0,67		61,7	47,8								
* CABEZA CALCULADA		2,24	1,04											
RESIDUO ENSAYAD		0,84	0,67		62,5	35,6								
DETALLES EXPERIMENTALES														
PRUEBA	CONDICIONES INICIALES								CONDICIONES FINALES					
	PESO Kg	VOL L	L/S	Thio g	CuSO4 g	Sulf. A g	Metabi g	pH inicial	pH Final	Thio Reman	CONSUMO Kg/t			
Condiciones de Prueba	1,500	2,250	1,50	244,55	17,96	29,73	42,75	9,28	9,93	233,43	22,23	1,63	2,70	3,89
CONTROL DE LA PRUEBA														
PROCEDIMIENTO	Tiempo Horas	pH	Iodo ml	Tiosulfato		CuSO4 g	Sulf. A g	Metabi g	Ensayos Matriz Tiosulfato		Ensayos Matriz Cianurado		Extraccion %	
				Rema g	Agre g				Au ppm	Ag ppm	Au ppm	Ag ppm	Au	Ag
pH natural	0	9,28	22,00	244,55	244,55	17,96	29,73	42,75					0,00	0,00
Acondicionamiento de pH > 9.5	2	9,37	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,45	0,20			30,74	23,46
	4	9,47	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,54	0,23			36,89	26,97
Concentración de Tiosulfato : 0.44 M	8	9,51	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,69	0,24			46,86	28,15
	24	9,66	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,75	0,24			51,23	28,15
NaOH: 30.78 g	48	9,71	21,00	233,43	11,12	0,82	1,35	1,94	0,85	0,25			58,29	29,63
	72	9,93	21,00	233,43	11,12		1,35	1,94	0,91	0,25			61,93	28,82
	96	9,72	21,00	233,43					0,93	0,29			63,75	34,49
Condiciones finales de Prueba	266,78 18,77 32,43 46,64													
COMENTARIOS														
<div style="text-align: center;"> CINETICA DE EXTRACCION DE Au </div>														

REPORTE DE LABORATORIO METALURGICO

MUESTRA No.	PRUEBA No.	4	DESCRIPCION	Botella 04										
LIXIVIACION CON TIOSULFATO DE AMONIO EN BOTELLA - MINERAL FINO SEDUCTORA 100% - 10m														
PRODUCTO	PESO	ENSAYES g/t			EXTRACCION %									
	kg	Au	Ag	mg Au	Au									
CABEZA ENSAYADA	1,500	2,28	1,28	3,42										
RESIDUO ENSAYADO		0,85	0,67		62,8	47,8								
* CABEZA CALCULADA		2,33	1,09											
RESIDUO ENSAYAD		0,85	0,67		63,6	38,6								
DETALLES EXPERIMENTALES														
PRUEBA	CONDICIONES INICIALES								CONDICIONES FINALES					
	PESO Kg	VOL L	L/S	Thio g	CuSO4 g	Sulf. A g	Metabi g	pH inicial	pH Final	Thio Reman	CONSUMO Kg/t			
Condiciones de Prueba	1,500	2,250	1,50	244,55	35,91	29,73		9,62	10,04	233,43	62,25	9,14	7,57	0,00
CONTROL DE LA PRUEBA														
PROCEDIMIENTO	Tiempo Horas	pH	Iodo ml	Tiosulfto		CuSO4 g	Sulf. A g	Metabi g	Ensayos Matriz Tiosulfato		Ensayos Matriz Cianurado		Extraccion %	
				Rema g	Agre g				Au ppm	Ag ppm	Au ppm	Ag ppm	Au	Ag
pH natural	0	9,62	22,00	244,55	244,55	35,91	29,73						0,00	0,00
Acondicionamiento de pH > 9.5	2	9,67	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00		0,49	0,24			32,24	28,15
	4	9,82	21,90	243,43	1,11	0,16	0,14		0,61	0,25			40,13	29,32
Concentraci3n de Tiosulfato : 0.44 M	8	9,85	21,60	240,10	4,45	0,65	0,54		0,69	0,28			45,13	32,84
	24	9,72	20,10	223,43	21,12	0,00	2,57		0,85	0,27			55,92	31,67
NaOH: 24.46 g	48	9,92	19,00	211,20	33,35	0,00	4,05		0,88	0,27			57,89	31,48
	72	10,04	21,00	233,43	11,12	0,00	0,00		0,99	0,28			64,91	32,84
	96	9,74	20,00	222,32		0,00	0,00		0,99	0,29			64,91	33,80
Condiciones finales de Prueba					315,69	36,73	37,03	0,00						
COMENTARIOS		<p style="text-align: center;">CINETICA DE EXTRACCION DE Au</p>												

REPORTE DE LABORATORIO METALURGICO

MUESTRA No.	PRUEBA No.	5	DESCRIPCION						Botella 05																															
LIXIVIACION CON TIOSULFATO DE AMONIO EN BOTELLA - MINERAL FINO SEDUCTORA 100% - 10m																																								
PRODUCTO	PESO	ENSAYES g/t				EXTRACCION %																																		
	kg	Au	Ag	mg Au		Au																																		
CABEZA ENSAYADA	1,500	2,28	1,25	3,42																																				
RESIDUO ENSAYADO		0,75	1,01			67,1	19,1																																	
* CABEZA CALCULADA		2,34	1,41																																					
RESIDUO ENSAYAD		0,75	1,01			67,9	28,2																																	
DETALLES EXPERIMENTALES																																								
PRUEBA	CONDICIONES INICIALES								CONDICIONES FINALES																															
	PESO Kg	VOL L	L/S	Thio g	CuSO4 g	Sulf. A g	Metabi g	pH inicial	pH Final	Thio Reman	CONSUMO Kg/t																													
Condiciones de Prueba	1,500	2,250	1,50	244,55	17,96	29,73	42,75	7,00	9,15	241,21	5,93	0,44	0,72	1,04																										
CONTROL DE LA PRUEBA																																								
PROCEDIMIENTO	Tiempo Horas	pH	Iodo ml	Tiosulfao		CuSO4 Agre g	Sulf. A Agre g	Metabi Agre g	Ensayos Matriz Tiosulfato		Ensayos Matriz Cianurado		Extraccion %																											
				Rema g	Agre g				Au ppm	Ag ppm	Au ppm	Ag ppm	Au	Ag																										
pH natural	0	7,00	22,00	244,55	244,55	17,96	29,73	42,75					0,00	0,00																										
Acondicionamiento de pH 7.19	2	7,38	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,37	0,18			24,34	21,60																										
	4	7,22	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,48	0,18			31,58	21,60																										
Concentración de Tiosulfato : 0.44 M	8	7,34	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,66	0,18			43,34	22,11																										
	24	8,15	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,67	0,21			43,86	24,63																										
NaOH: 16.51 g	48	8,96	21,50	238,99	5,56	0,00	0,68	0,00	0,80	0,21			52,63	25,37																										
	72	9,15	21,70	241,21	3,33	0,00	0,41	0,00	0,83	0,26			54,39	31,76																										
	96	9,18	22,00	244,55	0,00				1,06	0,26			69,61	30,60																										
Condiciones finales de Prueba	253,44 17,96 30,81 42,75																																							
COMENTARIOS																																								
<div style="text-align: center;"> CINETICA DE EXTRACCION DE Au </div> <table border="1" style="margin-top: 10px; width: 100%; border-collapse: collapse;"> <caption>Data points for Kinetic Extraction of Au and Ag</caption> <thead> <tr> <th>Tiempo (hr)</th> <th>% Extracción Au</th> <th>% Extracción Ag</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>0</td><td>0</td><td>0</td></tr> <tr><td>2</td><td>24.34</td><td>21.60</td></tr> <tr><td>4</td><td>31.58</td><td>21.60</td></tr> <tr><td>8</td><td>43.34</td><td>22.11</td></tr> <tr><td>24</td><td>43.86</td><td>24.63</td></tr> <tr><td>48</td><td>52.63</td><td>25.37</td></tr> <tr><td>72</td><td>54.39</td><td>31.76</td></tr> <tr><td>96</td><td>69.61</td><td>30.60</td></tr> </tbody> </table>														Tiempo (hr)	% Extracción Au	% Extracción Ag	0	0	0	2	24.34	21.60	4	31.58	21.60	8	43.34	22.11	24	43.86	24.63	48	52.63	25.37	72	54.39	31.76	96	69.61	30.60
Tiempo (hr)	% Extracción Au	% Extracción Ag																																						
0	0	0																																						
2	24.34	21.60																																						
4	31.58	21.60																																						
8	43.34	22.11																																						
24	43.86	24.63																																						
48	52.63	25.37																																						
72	54.39	31.76																																						
96	69.61	30.60																																						

REPORTE DE LABORATORIO METALURGICO

MUESTRA No.	PRUEBA No.	6	DESCRIPCION	Botella 06																												
LIXIVIACION CON TIOSULFATO DE AMONIO EN BOTELLA - MINERAL FINO SEDUCTORA 100% - 10m																																
PRODUCTO	PESO	ENSAYES g/t			EXTRACCION %																											
	kg	Au	Ag	mg Au	Au																											
CABEZA ENSAYADA	1,500	2,37	1,25	3,55																												
RESIDUO ENSAYADO		0,74	1,00		68,7	20,0																										
* CABEZA CALCULADA		2,48	1,40																													
RESIDUO ENSAYAD		0,74	1,00		70,2	28,4																										
DETALLES EXPERIMENTALES																																
PRUEBA	CONDICIONES INICIALES								CONDICIONES FINALES																							
	PESO	VOL	L/S	Thio	CuSO4	Sulf. A	Metabi	pH	pH	Thio	CONSUMO Kg/t																					
	Kg	L	L/S	g	g	g	g	inicial	Final	Reman	Thio	CuSO4	Sulf. A	Metabi																		
Condiciones de Prueba	1,500	2,250	1,50	244,55	17,96	29,73	10,69	8,10	8,48	244,55	7,41	0,54	0,90	0,32																		
CONTROL DE LA PRUEBA																																
PROCEDIMIENTO	Tiempo	pH	lodo	Tiosulfato		CuSO4	Sulf. A	Metabi	Ensayos Matriz Tiosulfato		Ensayos Matriz Cianurado		Extraccion %																			
				Rema	Agre				Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag																		
	Horas	ml	g	g	g	g	g	g	ppm	ppm	ppm	ppm	Au	Ag																		
pH natural	0	8,10	22,00	244,55	244,55	17,96	29,73	10,69					0,00	0,00																		
Acondicionamiento de pH: 8.10	2	7,81	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,37	0,21			23,47	25,20																		
	4	8,03	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,48	0,21			30,44	25,20																		
Concentraci3n de Tiosulfato : 0.44 M	8	8,32	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,59	0,22			37,31	25,89																		
	24	8,64	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,72	0,25			45,67	30,32																		
	48	8,57	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,83	0,26			52,43	31,20																		
NaOH: 6	72	8,48	22,00	244,55	0,00	0,00	0,00	0,00	0,95	0,27			60,25	32,47																		
	96	8,52	21,50	238,99	5,56				1,16	0,27			73,64	31,80																		
Condiciones finales de Prueba				250,10	17,96	29,73	10,69																									
COMENTARIOS																																
<p align="center">CINETICA DE EXTRACCION DE Au</p> <table border="1"> <caption>Data points for Kinetics of Gold Extraction</caption> <thead> <tr> <th>Tiempo (hr)</th> <th>% Extracci3n</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>0</td><td>0</td></tr> <tr><td>2</td><td>23.47</td></tr> <tr><td>4</td><td>30.44</td></tr> <tr><td>8</td><td>37.31</td></tr> <tr><td>24</td><td>45.67</td></tr> <tr><td>48</td><td>52.43</td></tr> <tr><td>72</td><td>60.25</td></tr> <tr><td>96</td><td>73.64</td></tr> </tbody> </table>															Tiempo (hr)	% Extracci3n	0	0	2	23.47	4	30.44	8	37.31	24	45.67	48	52.43	72	60.25	96	73.64
Tiempo (hr)	% Extracci3n																															
0	0																															
2	23.47																															
4	30.44																															
8	37.31																															
24	45.67																															
48	52.43																															
72	60.25																															
96	73.64																															

Anexo 5.- Diagrama de flujo para el procesamiento del mineral con Tiosulfato de Amonio

